

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2026.03.007

## 煤矿硬岩巷道部分弱化深孔爆破机理及应用<sup>\*</sup>

沈琦琦<sup>1a</sup>, 张昌锁<sup>1a</sup>, 杨昀川<sup>1a</sup>, 张胜利<sup>1b</sup>, 闫鹏<sup>2</sup>, 裴富国<sup>2</sup>, 高山森<sup>2</sup>

(1. 太原理工大学 a. 矿业工程学院; b. 原位改性采矿教育部重点实验室, 太原 030024;  
2. 山西昔榆高速公路有限公司, 晋中 030600)

**摘要:** 煤矿巷道的机械掘进已经取代了爆破掘进,但在硬岩条件下存在掘进效率低、截齿消耗大的问题,因此研究高效、经济的辅助破岩技术以提高机械掘进效率具有重要意义。通过对截割头破岩机理的分析发现,掘进效率低的原因在于截割头的破岩机理属于地应力作用下的三维破坏,地应力越大岩石越难被破坏。当截割头能够进入围岩内部后,围岩的破坏模式则由三维破坏转变为地应力作用下的单轴破坏,此时地应力越大越有利于岩体破坏。基于摩尔—库伦准则构建了局部应力演化模型,理论计算表明对于单轴抗压强度为86 MPa的硬岩,在埋深300 m条件下,两种破岩方式中截割头所需作用压力由139.5 MPa降至64.2 MPa,降低约54%。由此提出了一种局部深孔爆破硬岩弱化技术,通过数值模拟分析了空孔对岩体爆破损伤规律的影响,最终确定了深孔爆破弱化硬岩方案。台头前湾煤业的现场试验结果表明,该技术能够获得良好的弱化效果,爆破后形成直径约40 cm的均匀破碎区,掘进效率提升78%。该弱化技术安全可控、弱化效果显著,为煤矿硬岩巷道高效掘进提供了理论依据与工程实现路径。

**关键词:** 深孔爆破弱化硬岩; 巷道掘进; 空孔效应; 截割头破岩机理; 数值模拟; 摩尔-库伦准则

**中图分类号:** TD235.3 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-487X(2026)03-0064-14

## Mechanism and Application of Partial Weakening by Deep-hole Blasting in Hard Rock Roadways of Coal Mines

SHEN Qi-qi<sup>1a</sup>, ZHANG Chang-suo<sup>1a</sup>, YANG Yun-chuan<sup>1a</sup>,  
ZHANG Sheng-li<sup>1b</sup>, YAN Peng<sup>2</sup>, PEI Fu-guo<sup>2</sup>, GAO Shan-sen<sup>2</sup>

(1. a. School of Mining Engineering; b. Key Laboratory of In-situ Property-improving Mining of Ministry of Education, Taiyuan University of Technology, Taiyuan 030024, China;  
2. Shanxi Xiyu Expressway Co., Ltd., Jinzhong 030600, China)

**Abstract:** Mechanical excavation methods have increasingly supplanted blasting techniques in coal mine roadway development. Nevertheless, when encountering hard rock formations, these methods exhibit significantly reduced excavation efficiency coupled with accelerated cutting tool wear. Therefore, this underscores the critical need to develop cost-effective auxiliary rock-fragmentation technologies to optimize mechanical excavation performance. Mechanistic analysis of cutterhead-rock interaction reveals that reduced excavation efficiency results from triaxial failure induced

收稿日期 (Date of reception): 2025-11-05

网络首发日期 (Published online): 2025-12-10

作者简介: 沈琦琦 (1999-), 男, 山东省菏泽人, 硕士研究生, 从事工程爆破方向的研究, (E-mail) 445188745@qq.com。

通信作者: 张昌锁 (1968-), 男, 山西省原平人, 教授、博士生导师, 从事工程爆破及岩土力学方向的研究, (E-mail) zhangchangsu@tyut.edu.cn。

基金项目: 国家自然科学基金资助项目 (52374134); 山西省自然科学基金资助项目 (202203021221082)

**About the author:** SHEN Qi-qi (1999-), male, born in Heze city, Shandong province, master's degree candidate, mainly engaged in the research of engineering blasting, (E-mail) 850192470@qq.com.

**Corresponding author:** ZHANG Chang-suo (1968-), male, born in Yuanping city, Shanxi province, professor, doctoral supervisor, mainly engaged in engineering blasting and geotechnical mechanics, (E-mail) zhangchangsu@tyut.edu.cn.

**Fund Programs:** National Natural Science Foundation of China (Grant No. 52374134), Natural Science Foundation of Shanxi Province (Grant No. 202203021221082)

by in-situ stress fields. Furthermore, higher in situ stress magnitudes correlate with increased rock fracture resistance. Progressive cutterhead penetration alters the stress state from triaxial to uniaxial confinement, fundamentally changing the rock failure mode. Higher in-situ stress facilitates rock mass failure. A local stress evolution model was developed based on the Mohr-coulomb criterion. Theoretical calculations demonstrate that for hard rock with 86 MPa uniaxial compressive strength at 300 m depth, the required cutting pressure decreases from 139.5 MPa to 64.2 MPa under two rock-breaking conditions, representing a 54% reduction. To achieve this improvement, a localized deep-hole blasting method for weakening hard rock is proposed. Numerical simulations were conducted to analyze the effect of the empty holes on rock mass blasting damage, leading to the determination of an optimal deep-hole blasting scheme. Field tests at Taitou Qianwan demonstrated the technology's effectiveness, producing a uniform fragmentation zone approximately 40 cm in diameter and increasing excavation efficiency by 78%. This safe and controllable weakening technique delivers significant results, providing both theoretical foundations and practical solutions to enhance hard-rock roadway excavation rates.

**Key words:** weakening hard rock by deep-hole blasting; roadway drivage; empty hole effect; rock breaking mechanism of cutting head; numerical simulation; Mohr-Coulomb criterion

掘进机在煤矿巷道掘进中被广泛应用,具有成巷断面规整、掘进效率高等优点。然而当巷道遭遇坚硬岩体时,掘进机截割阻力显著增大,截齿磨损严重,掘进效率急剧下降,甚至引发施工中断。如何在复杂地应力环境中有效弱化硬岩、降低截割阻力,仍是煤矿巷道高效掘进的关键技术问题。

深孔爆破作为一种高效的岩体弱化方法,能够利用爆炸能量在岩体内部诱导裂纹扩展,从而降低岩石强度。宗琦、汪海波、王志军等将深孔爆破用于硬岩掘进<sup>[1-3]</sup>,结果表明深孔爆破可以显著降低岩体强度与截割阻力。郭辉、王袭冰等进一步将该技术应用于断层及保护层掘进<sup>[4,5]</sup>,验证了深孔爆破在改善围岩稳定性与形成裂隙网络方面的有效性。左胜等提出的超深孔爆破技术扩展了裂隙范围<sup>[6]</sup>,提高了爆破能量利用率。陆杉等基于有限元分析了截齿形状对掘进效率的影响<sup>[7]</sup>,为机械与爆破协同优化提供了参考。

近年来,学者们逐渐认识到空孔在深孔爆破中的应力调控与能量导向作用。杨成杰等利用 ANSYS/LS-dyna 优化了大直径空孔爆破参数<sup>[8]</sup>,指出空孔直径增大可显著增强空孔的应力集中效应与应力波导向作用。陈秋宇、杨仁树、李启月等通过数值模拟和实验揭示了空孔能引起局部应力集中并诱导裂纹扩展<sup>[9-11]</sup>,从而提高破岩效率。赵艳伟、张召冉等系统研究了空孔布置参数对裂纹扩展与能量分布的影响<sup>[12,13]</sup>,提出了多种优化孔网设计方法。

同时,开挖扰动与应力重分布规律的研究也取得了重要进展。陈明、康勇等针对巷道爆破开挖开展数值模拟研究<sup>[14,15]</sup>,揭示了损伤演化及应力重分布的耦合关系。刘景儒等研究了不同断面形态对围岩应力集中及分布的影响<sup>[16]</sup>,表明优化断面可有效

降低应力集中,提高自稳能力。邹洋、于辉等从能量视角分析开挖过程<sup>[17,18]</sup>,阐释了围岩能量积聚、转化与耗散规律,揭示了岩体破坏的能量驱动机制。

当前利用局部应力实现破岩模式转化的研究较为不足,针对上述不足提出了一种局部深孔爆破设计方法,通过仅在工作面中心区域布置炮孔实现围岩局部应力场的调控,使掘进过程中接触区域岩体由三向受压状态转变为以切向应力为主的单轴应力状态,地应力的作用由阻碍岩石破坏转变为促进岩石破坏。基于理论分析、数值模拟与现场试验验证了该技术的有效性,为深孔爆破参数优化及煤矿硬岩巷道快速掘进提供理论支撑与工程依据。

## 1 工程背景

### 1.1 工作面概况

台头前湾煤业位于山西省临汾市乡宁县,充填回风巷设计长度为 1220 m,断面尺寸为 5 m × 3.3 m。围岩主要由砂岩组成,属坚硬岩体。充填回风巷顶底板岩性如图 1 所示。该巷道属于微倾斜构造区,顶板整体性好,地下水为弱富水性含水层,对巷道掘进影响较小。

为提高掘进效率,计划采用部分弱化深孔爆破技术,对工作面实施局部弱化,通过改变截割部分的应力状态,以达成降低截割难度、提高截割硬岩效率的目的。

### 1.2 硬岩力学参数确定

为了准确掌握充填回风巷围岩的力学特性,为后续局部深孔爆破弱化设计提供参数依据,在充填回风巷中沿不同位置取芯获得岩芯样品,实验流程如图 2 所示。

岩芯样品经 UBP-02 型岩心切磨机加工,制备

成直径 50 mm、高 100 mm 与直径 50 mm、高 25 mm 两种标准圆柱状岩石试样,以保证后续力学试验的数据可靠性。随后利用高温高压岩石力学试验机与万测 ETM105D 电子万能试验机对岩石进行了单轴

抗压强度测试及巴西劈裂抗拉试验等,系统施加轴向加载并记录应力—应变曲线,获得岩石的力学响应。同时,对岩石的基本物理性质进行了测定,包括岩石密度和纵波波速。

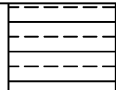
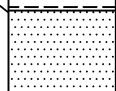
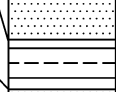
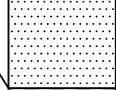
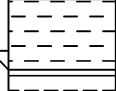
| 岩性<br>Rock properties           | 柱状图<br>Histogram                                                                   | 厚度<br>Thickness/m | 岩性描述<br>Description of rock properties                                                                 |
|---------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------|-------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| 深灰色泥岩<br>Dark gray mudstone     |   | 7                 | 致密坚硬,层理发育,遇水易软化<br>Dense and hard, with developed bedding and easy to soften in case of water          |
| 泥质粉砂岩<br>Pelitic siltstone      |   | 5                 | 灰色,粉砂为主,泥质胶结,结构致密<br>Gray, mainly silty sand, argillaceous cementation, dense structure                |
| 黑灰色泥岩<br>Blackish gray mudstone |   | 0.3               | 含有机质,层理明显,具有光泽<br>Containing organic matter, with obvious bedding and luster                           |
| 粉砂岩<br>Siltstone                |   | 2.9               | 灰白色,颗粒细,层理清晰,较坚硬<br>Grayish white, fine grain, clear bedding, relatively hard                          |
| 砂质泥岩<br>Sandy mudstone          |   | 1.9               | 灰色,泥质为主,含粉砂颗粒,较坚硬<br>Gray, mainly argillaceous, containing silt particles, relatively hard             |
| 泥岩<br>Mudstone                  |  | 2                 | 灰色,致密坚硬,层理发育,遇水易软化<br>Gray, dense and hard, with developed bedding and easy to soften in case of water |

图 1 充填回风巷顶底板岩性柱状图

Fig. 1 Lithologic histogram of roof and floor in filling return air roadway

通过实验分析,最终确定了岩石的关键力学参数:单轴抗压强度为 86 MPa,单轴抗拉强度为 8.6 MPa,泊松比为 0.25,岩石密度为 2400 kg/m<sup>3</sup>,

纵波波速为 3200 m/s。这些参数不仅为深孔爆破设计提供了基础数据,也为后续理论分析及数值模拟提供了可靠依据。

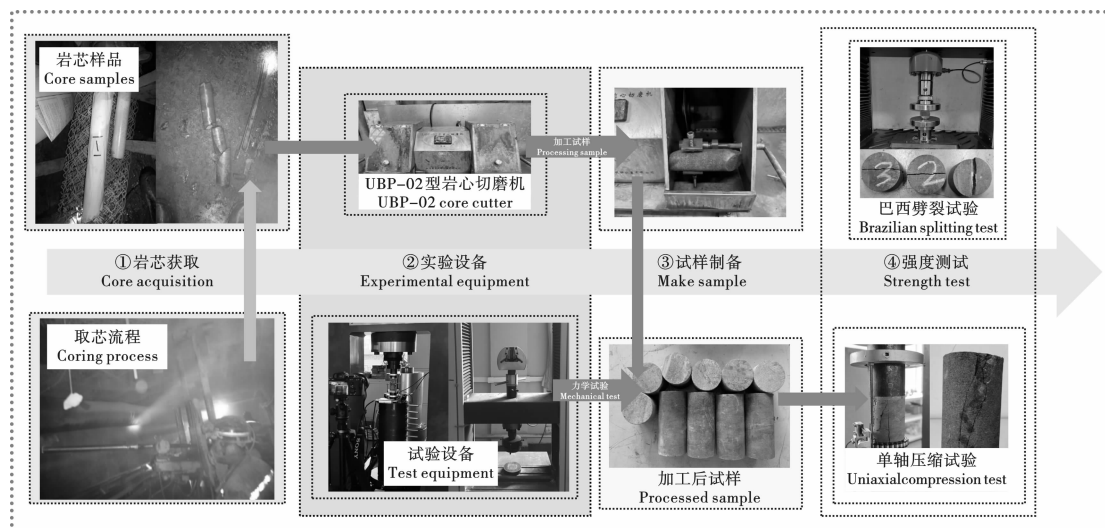


图 2 实验流程图

Fig. 2 Experimental flow chart

## 2 煤矿硬岩巷道部分弱化深孔爆破机理

### 2.1 岩石爆破内部作用与裂纹扩展机理

当装药量一定且最小抵抗线大于临界值时,炸药处于岩体的准无限介质中,爆炸能量集中作用于

岩体内部,初始阶段难以形成有效破坏。爆破影响范围可划分为三个主要区域:压碎区、破裂区和震动区,分布如图 3 所示。

依据爆破理论<sup>[19]</sup>,单孔裂隙区半径可通过冲击压力与岩石抗拉强度等参数计算得到

$$R_p = (bp_r/\sigma_t)^{\frac{1}{\alpha}} r_b \quad (1)$$

其中

$$\begin{cases} b = \frac{\mu}{1-\mu} \\ p_r = \frac{1}{4} \rho_e D_e^2 \frac{2\rho_m c_p}{\rho_e D_e + \rho_m c_p} \\ \alpha = 2 - \frac{\mu}{1-\mu} \end{cases} \quad (2)$$

式中:  $R_p$  为裂隙区半径;  $p_r$  为初始径向应力峰值;  $\sigma_t$  为岩石抗拉强度;  $r_b$  为装药空间半径;  $b$  为侧向应力系数;  $\alpha$  为载荷传播衰减指数;  $\mu$  为泊松比;  $\rho_e$  为炸药密度;  $D_e$  为炸药爆速;  $\rho_m$  为岩石密度;  $c_p$  为岩石纵波波速。

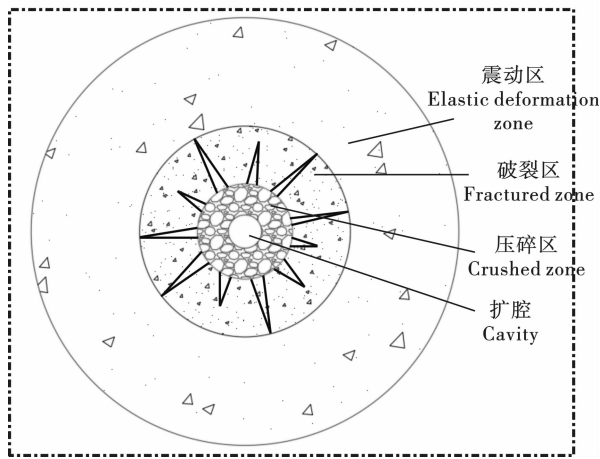


图3 炸药在岩体内的爆破作用

Fig. 3 Blasting effect of explosives in rock mass

根据式(1)、式(2)计算得到单孔爆破理论裂隙区半径为63 cm,该值是在不考虑高地应力约束与自由面条件下的理论值。王长柏等认为在井下的实际工程环境中<sup>[20]</sup>,地应力的存在对裂隙的扩展具有明显的抑制作用,从而降低爆破的有效破碎区,其分析了裂隙区半径随地应力的变化曲线,研究表明裂

隙区半径随地应力的增加而减小,当地应力由0增加至10 MPa时,裂隙区半径由79 cm降至59 cm,降低约25%,因此实际裂隙半径取47 cm,最小炮孔间距取66 cm。对工作面进行全面深孔爆破时,炮孔在5 m × 3.3 m的工作面中均匀分布,炮孔沿宽度方向布置8个,高度方向布置5个,共计40个。

上述计算表明,地应力约束显著限制了裂隙扩展,若直接采用工作面全面爆破方案,则需大量钻孔,经济性较差。因此在实际设计中,采用“局部弱化”思路,通过装药孔与空孔的组合布置,在降低钻孔量的同时实现岩体弱化。

## 2.2 掘进工作面局部弱化应力演化分析

岩体的破坏机理可通过莫尔—库伦准则及其主应力形式进行描述<sup>[21]</sup>,其基本形式为

$$\sigma_1 = \sigma_c + k\sigma_3 \quad (3)$$

其中

$$\begin{cases} k = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \\ \sigma_c = \frac{2c \cos \varphi}{1 - \sin \varphi} \\ \sigma_t = \frac{2c \cos \varphi}{1 + \sin \varphi} \end{cases} \quad (4)$$

式中:  $\sigma_1$  与  $\sigma_3$  分别为最大主应力与最小主应力;  $c$  为内聚力;  $\varphi$  为摩擦角;  $\sigma_c$  为单轴抗压强度;  $\sigma_t$  为单轴抗拉强度。将(4)式中  $\sigma_c$  与  $\sigma_t$  相乘可得  $c = \frac{\sqrt{\sigma_c \sigma_t}}{2}$ ,令(4)式中两个分式的  $2c$  相等可得  $\sin \varphi =$

$\frac{\sigma_c - \sigma_t}{\sigma_c + \sigma_t}$ 。根据前文实验数据及式(4)得到  $\sin \varphi = 0.82$ ,  $\varphi = 55^\circ$ ,  $k = 10$ ,  $c = 13.6$  MPa。

当掘进机作用于工作面时,岩体处于原岩二向应力状态,假设该岩体为各向同性的弹性体,取埋深300 m处岩体进行分析,如图4所示。

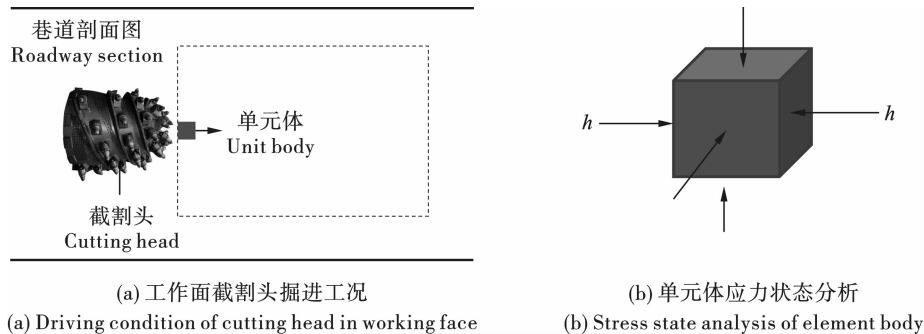


图4 埋深300 m处岩体应力分析示意图

Fig. 4 Schematic diagram of rock mass stress analysis at the buried depth of 300 m

图4(a)为巷道工作面截割头掘进工况示意图,红色虚线区域为巷道掘进范围,蓝色区域为截割头作业时与工作面接触点的单元体,该单元体应力状态分析示意图如图4(b)所示, $\sigma_v$ 为垂直应力, $\sigma_h$ 为侧向应力, $P$ 为截割头对该单元的压力。

康红普等统计了一千多个煤矿的地应力数据<sup>[22]</sup>,依据线性回归分析得出垂直应力与水平应力的回归方程

$$\begin{cases} \sigma_v = 0.0245h \\ \sigma_{h \max} = 0.0215h + 3.267 \\ \sigma_{h \min} = 0.0113h + 1.954 \end{cases} \quad (5)$$

式中: $h$ 为岩体埋深; $\sigma_v$ 为垂直应力; $\sigma_{h \max}$ 为最大水平主应力; $\sigma_{h \min}$ 为最小水平主应力。巷道埋深

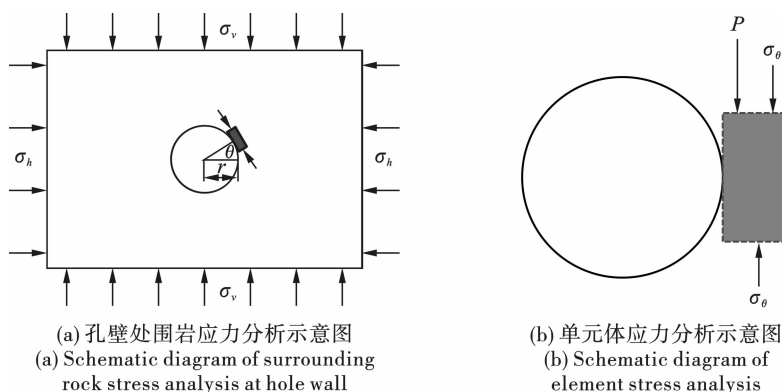


图5 圆形洞室围岩应力分析示意图

Fig. 5 Schematic diagram for stress analysis of surrounding rock of circular cavern

根据柯西应力理论<sup>[21]</sup>,洞壁处应力计算式为

$$\begin{cases} \sigma_r = 0 \\ \sigma_\theta = \sigma_h + \sigma_v - 2(\sigma_h - \sigma_v) \cos 2\theta \\ \tau_{r\theta} = 0 \end{cases} \quad (6)$$

当 $\theta = 90^\circ$ 且 $\sigma_h = \sigma_{h \max} = 9.72 \text{ MPa}$ 时, $\sigma_\theta$ 取最大值 $21.8 \text{ MPa}$ ,此时洞壁处原岩应力发生突变,径向应力与剪应力急剧下降至零,切向应力显著增加,形成局部应力集中效应,洞壁最易发生破坏。

将 $\sigma_3 = 0$ 代入式(3)可得 $\sigma_1 = 86 \text{ MPa}$ 。当截割头作用于孔壁时产生切向压力,该压力与 $\sigma_\theta$ 方向相同,当二者之和达到最大主应力时,孔壁发生破坏,即对带有圆形洞室的工作面掘进时,截割头对孔壁的压力达到 $64.2 \text{ MPa}$ 时该岩体产生破坏。

上述理论计算表明,岩体产生破坏时所需截割头对孔壁的压力由 $139.5 \text{ MPa}$ 降至 $64.2 \text{ MPa}$ ,降低约 $54\%$ 。Liu等对掘进机垂直切割与旋转切割两种工况进行试验研究<sup>[23]</sup>,垂直切割与旋转切割分别对应本文图4与图5中的两种工况,试验结果表明旋转切割比垂直切割所需平均切割力降低约 $58\%$ ,与

约为 $300 \text{ m}$ ,根据式(5)可得 $\sigma_v = 7.35 \text{ MPa}$ , $\sigma_{h \max} = 9.72 \text{ MPa}$ , $\sigma_{h \min} = 5.35 \text{ MPa}$ 。 $\sigma_3$ 取 $5.35 \text{ MPa}$ ,将 $\sigma_3 = 5.35 \text{ MPa}$ , $k = 10$ , $\sigma_c = 86 \text{ MPa}$ 代入式(3)得 $\sigma_1 = 139.5 \text{ MPa}$ ,即对完整工作面掘进时,截割头对岩体的压力达到 $139.5 \text{ MPa}$ 时该岩体产生破坏。

爆破弱化后,岩体中心区域被掘进机挖出形成空腔,发生应力重分布现象,可简化为深埋地下的圆形洞室问题。由于掘进机只与孔壁产生接触,因此仅对孔壁处进行应力分析,如图5所示为圆形洞室围岩应力分析示意图。图5(a)为孔壁处围岩应力分析示意图,此时孔壁处单元体只受切向应力作用;图5(b)为 $\theta = 0$ 时孔壁处单元体应力分析示意图,其中 $\sigma_\theta$ 为切向应力, $P$ 为截割头对该单元的压力。

本文理论估算值较为接近。

综上所述,孔壁应力重分布是掘进工作面部分弱化的主要机理。其核心在于通过深孔爆破降低岩体中心区域强度,该区域被截割后原岩应力得到释放,孔壁处产生切向应力集中效应,从而降低岩体截割难度,实现岩体弱化。

### 3 空孔对岩石弱化效果的数值模拟研究

#### 3.1 空孔效应机理分析

当爆炸应力波在岩体中遇到空孔时,波阵面发生反射与折射,空孔可近似为自由面,在空孔附近产生以拉应力为主的反射波并导致应力集中,如图6所示,反射波在空孔附近诱导拉伸破坏并促使裂纹在装药孔与空孔连线方向上延伸。同时,空孔作为补偿空间可以减少碎块之间的挤压,使爆炸能量能够更有效地在孔间聚集并释放,从而增强破岩效果。

#### 3.2 数值模型建立与参数选取

为确定工程实践的具体参数,采用有限元软件ANSYS/LS-dyna,通过数值模拟对模型参数进行优

化,根据模拟结果选取合适的现场试验数据。岩石材料采用 RHT 模型,该模型由 HJC 模型发展而来,在其基础上引入了第三偏应力不变量等参数,充分考虑了拉伸与压缩工况下的应变率效应,适用于爆炸冲击动态载荷的损伤模拟<sup>[24]</sup>。但其断裂能表达有限且参数过多导致标定困难。

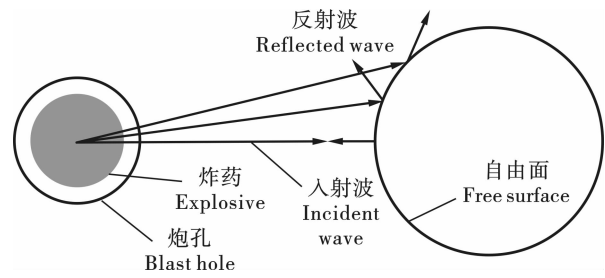


图 6 应力波在自由面处的应力波反射  
Fig. 6 Reflection of stress wave on free surface

根据不同空孔条件建立多个模型,含空孔的数值模型如图 8 所示,棕色部分为岩石、蓝色部分为空气、绿色部分为炸药;蓝色孔为空孔、绿色孔为装药孔。各模型中岩石尺寸均为 5.0 m×3.0 m,厚度为 1 mm,炸药直径为 65 mm,装药方式为高压风吹填装药,因此不耦合系数均设为 1,为研究不同空孔直径时岩石的弱化效果,空孔直径分别为 65 mm 与 95 mm。

数值模型包括岩石、空气与炸药,模型整体采用 SOLID164 单元,岩石部分采用 Lagrange 算法,炸药与空气部分采用 ALE 算法,岩石和炸药、空气之间通过 \*CONSTRAINED\_LAGRANGE\_IN\_SOLID 关键字实现流固耦合,其中岩石为固体区域,炸药与空气为流体区域。

为模拟无限介质环境,模型四周均施加无反射边界条件,避免应力波在边界的反射对模拟结果造

成二次干扰。数值模型划分采用映射六面体单元,其中岩石网格尺寸为 1 mm×1 mm,同时对炸药附近网格加密以确保模拟结果的准确性,炸药附近网格如图 8 所示。此外,为验证数值模型的有效性,选取相似工况与模拟结果进行对比<sup>[25,26]</sup>,模拟与理论结果具有较好的一致性。见图 7、图 8。

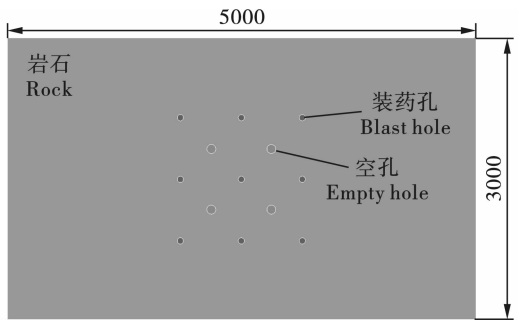


图 7 数值模型(单位:mm)  
Fig. 7 Numerical model(unit:mm)

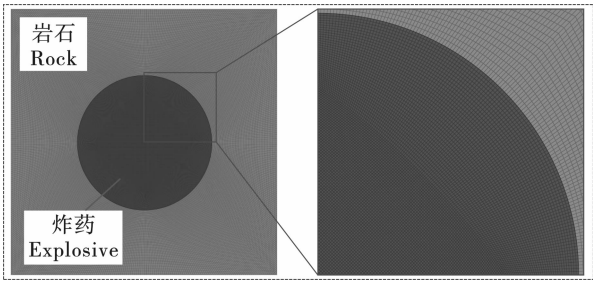


图 8 炸药附近网格划分  
Fig. 8 Meshing around explosives

数值模型的物理力学参数见表 1、表 2、表 3。岩石模型采用 \*MAT\_RHT。炸药选择煤矿许用三级粉状乳化炸药,模型采用 \*MAT\_HIGH\_EXPLOSIVE\_BURN,状态方程为 \*EOS\_JWL。空气模型采用 \*MAT\_NULL。计算单位为:cm-g-μs。

表 1 岩石材料参数

Table 1 The parameters of rock

| 密度<br>Density $R_0/$<br>( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ ) | $A$ | $B$    | 拉压强度比<br>Ratio of tensile strength<br>to compressive strength | 单轴抗压强度<br>Uniaxial compressive<br>strength/MPa | $N$ | $D_1$ | $D_2$ |
|-------------------------------------------------------------|-----|--------|---------------------------------------------------------------|------------------------------------------------|-----|-------|-------|
| 2400                                                        | 1.6 | 0.0105 | 0.1                                                           | 86                                             | 0.6 | 0.04  | 1     |

表 2 空气材料参数

Table 2 The parameters of explosive

| 密度<br>Density $R_0/(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$ | $E_0$  | $C_0$ | $C_1$ | $C_2$ | $C_3$ | $C_4$ | $C_5$ |
|-----------------------------------------------------|--------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 1.29                                                | 0.0025 | 0     | 0     | 0     | 0     | 0.4   | 0.4   |

表 3 炸药材料参数

Table 3 The parameters of air

| 密度 Density $R_0/$<br>( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ ) | 爆速<br>Detonation velocity<br>$D/(\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$ | 相对体积<br>Relative<br>volume $/V_0$ | 初始内能<br>Initial internal<br>energy $E_0/\text{GPa}$ | $A/\text{GPa}$ | $B/\text{GPa}$ | $\omega$ | $R_1$ | $R_2$ |
|----------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------|-----------------------------------|-----------------------------------------------------|----------------|----------------|----------|-------|-------|
| 930                                                      | 3300                                                            | 1                                 | 3.87                                                | 49.5           | 1.9            | 0.3      | 3.9   | 1.1   |

### 3.3 空孔对岩石弱化效果分析

为研究空孔在深孔爆破中对岩石弱化作用的影响,建立两个尺寸均为  $5 \text{ m} \times 3 \text{ m}$  的数值计算模型。一个模型不设置空孔,用于模拟常规装药条件下的爆破作用,另一个模型在相同条件下引入空孔,以研究空孔效应对岩体破坏过程的影响。装药孔直径取  $65 \text{ mm}$ ,空孔直径取  $95 \text{ mm}$ ,两种模型的孔均按中心对称方式布置。

具有空孔的模型损伤演化过程如图 9 所示,图中右侧数据为损伤变量,取值大小代表岩石的损伤程度,损伤变量为 0 时岩石完整且没有损伤,损伤变量为 1 时岩石完全破碎。炸药起爆后,应力波由装药孔向外径向传播,在空孔表面发生反射与折射,产生以拉伸为主的反射波,形成拉应力集中区域。装

药孔周围的岩体处于轴向压缩状态,其朝向空孔的一侧因压缩波能量集中而发生压缩硬化,继而出现压溃与压剪破坏,最终表现为局部粉碎。

如图 9(a)所示,  $150 \mu\text{s}$  时拉伸应力超过岩石动态抗拉强度,空孔附近开始萌生径向拉伸裂纹。入射压缩波与反射拉伸波的叠加导致应力场呈现显著的非均匀性,空孔迎波侧以拉应力主导,背波侧则维持较高压应力。图 9(b)显示  $300 \mu\text{s}$  时裂纹优先沿着最大主拉应力的方向扩展,并在装药孔与空孔的连线上呈现明显的定向延伸与贯通趋势。图 9(c)显示  $450 \mu\text{s}$  时,主裂纹完全贯通,装药孔附近及主裂缝两侧发育出压碎带与剪切破坏带。后续能量逐步耗散,应力集中效应削弱,裂纹扩展速率明显降低,损伤区趋于稳定。

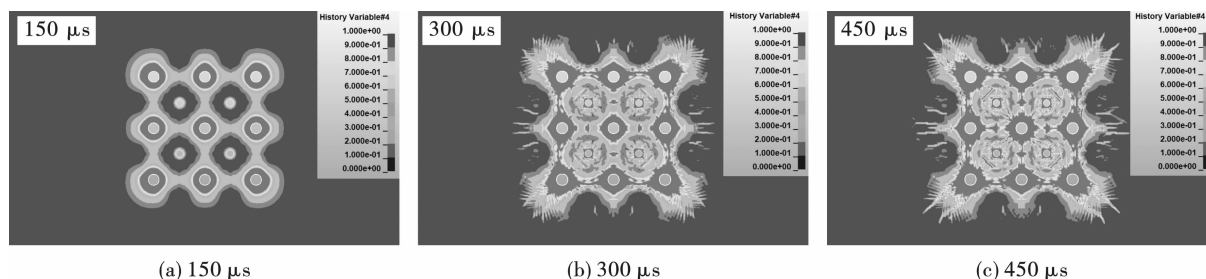


图 9 损伤演化过程

Fig. 9 Damage evolution process

采用损伤单元体积与岩石总体积比值作为爆破损伤定量指标,该指标可反映岩体的损伤程度,具有明确的物理意义。损伤单元的选取方式为:在每一模型中,均以该模型运行至  $1000 \mu\text{s}$  时中心爆破区域内产生的损伤单元集合作为统计范围,此范围在同一模型中保持不变,但不同模型间独立确定,从而保证了对比分析的合理性。

图 10 显示,不含空孔与含空孔条件下损伤体积均呈现“初期下降—逐渐增长—最终稳定”的特征。不含空孔模型初始损伤体积最终稳定于约  $1.18 \text{ m}^3$ ,爆破初期在压缩波的作用下略微下降,反映单元被压实,随着应力波的衰减与反射作用,装药孔周围产生径向拉伸裂纹与压剪破坏,损伤体积缓慢增加,说明裂纹扩展范围有限,损伤范围局限于装药孔近区。含空孔模型最终稳定于约  $2.01 \text{ m}^3$ ,早期同样呈下

降趋势,但在空孔反射拉伸波的持续作用下,损伤迅速增长,明显高于不含空孔模型,表明空孔显著促进了裂纹萌生、扩展与损伤累积。

不含空孔模型损伤占比为  $53.9\%$ ,含空孔模型为  $91.8\%$ ,相对提升约  $70.3\%$ 。表明空孔作为应力波反射界面,可显著诱发拉伸破坏与定向裂纹扩展,有效提高岩体破碎程度与爆破效率。

### 3.4 不同空孔直径下岩石弱化效果分析

#### 3.4.1 环向应力对比分析

为研究空孔直径对深孔爆破中硬岩弱化效果的影响,分别建立了空孔直径为  $65 \text{ mm}$  与  $95 \text{ mm}$  的数值计算模型,模型尺寸统一为  $5.0 \text{ m} \times 3.0 \text{ m}$ ,装药孔直径均为  $65 \text{ mm}$ 。图 11 展示了爆破  $200 \mu\text{s}$  时两种孔径下的环向应力分布云图,图示中右侧为环向应力数据,正应力为负,拉应力为正,单位为  $10^{11} \text{ Pa}$ ,3.5.1 章

节中环向应力分布云图同理, 为分析空孔直径对裂纹

的产生与扩展的影响提供了直观依据。

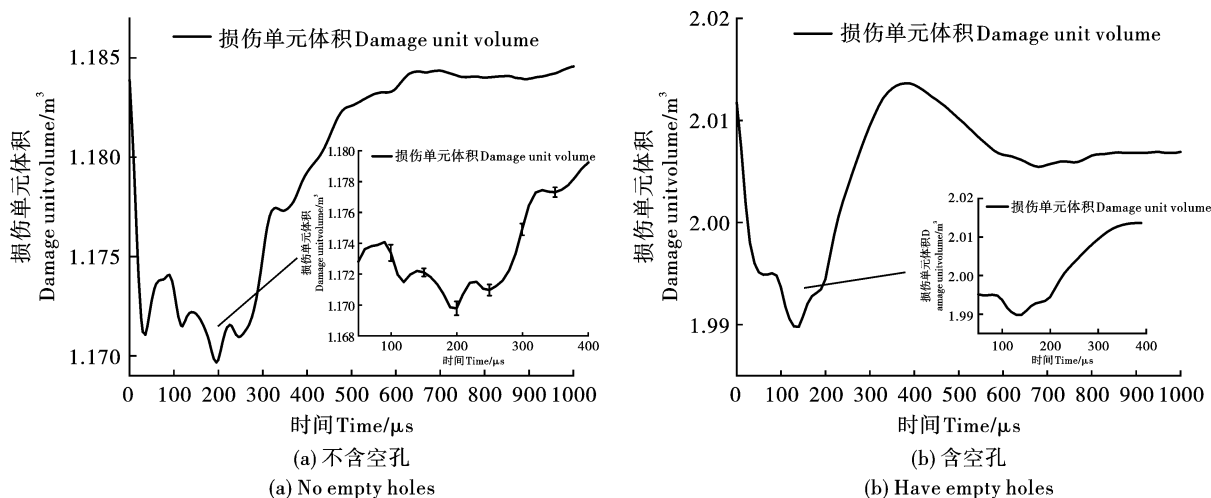


图 10 损伤单元体积变化图

Fig. 10 Volume change diagram of damage element

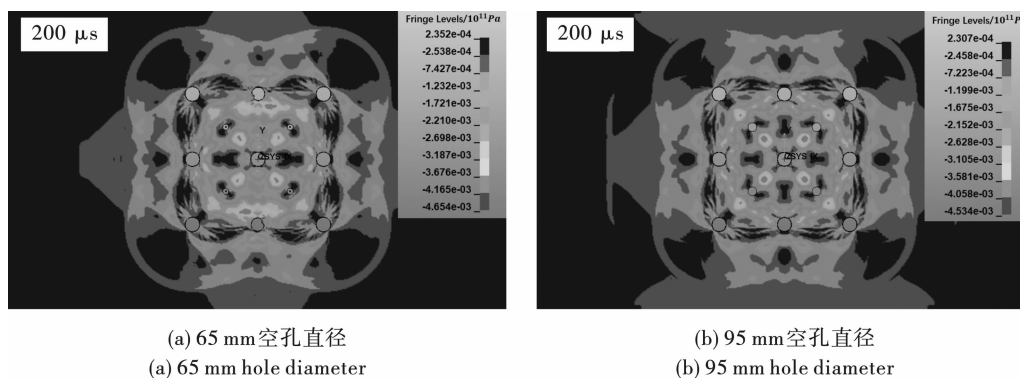


图 11 环向应力分布云图

Fig. 11 Nephogram of circumferential stress distribution

结果表明, 空孔直径对反射拉伸应力场的幅值、分布范围及集中程度均有影响。当空孔直径为 65 mm 时, 反射拉伸应力主要集中在空孔与装药孔连线附近, 作用范围局限于孔壁及局部岩体, 裂纹扩展主要沿空孔与装药孔连线方向有限发展, 裂纹扩展速度较慢, 岩石破碎程度相对较低。当空孔直径为 95 mm 时, 连线方向的反射拉伸应力明显增强, 且主拉应力区向相邻装药孔间扩展, 呈现更广泛、连续的应力分布, 裂纹沿多方向发展, 形成宏观破裂面, 显著增强整体破碎效果。

环向应力云图反映了增大空孔直径可增强反射拉伸波的能量及作用范围, 提高拉伸应力集中效应, 进而在岩体中诱发更大范围的拉伸破坏, 促进宏观裂纹的形成与贯通, 增强岩体的破碎程度。

### 3.4.2 岩石损伤对比分析

图 12 展示了空孔直径分别为 65 mm 与 95 mm 条件下, 计算至 1000  $\mu\text{s}$  时爆破区域内损伤单元体

积随时间的演化曲线。图 12(a) 对应 95 mm 空孔模型, 损伤单元体积最终稳定于 2.01  $\text{m}^3$ , 图 12(b) 对应 65 mm 空孔模型, 最终损伤体积约为 1.69  $\text{m}^3$ 。两种空孔直径下损伤单元体积均呈现“初期下降—逐渐增长—最终稳定”的特征。

拐点处曲线形态随空孔直径差异而不同, 95 mm 空孔模型曲线拐点处较为尖锐, 初始损伤体积在爆破冲击波作用下快速下降, 反映岩体在压缩波主导下的压实现象。该尖锐拐点的形成主要源于较大空孔自由面对入射波的反射能力增强, 导致迎波侧岩体局部压缩集中, 随后反射拉伸波作用迅速引发裂纹萌生, 使损伤体积在短时间内急剧回升, 形成曲线的陡峭上升段。65 mm 空孔模型曲线初期下降幅度较小, 拐点曲线平缓。较小直径空孔对压缩波的反射能力有限, 局部应力集中较弱, 岩体压实和裂纹萌生过程较缓慢, 因此损伤体积下降与后续增长均呈平滑过渡。

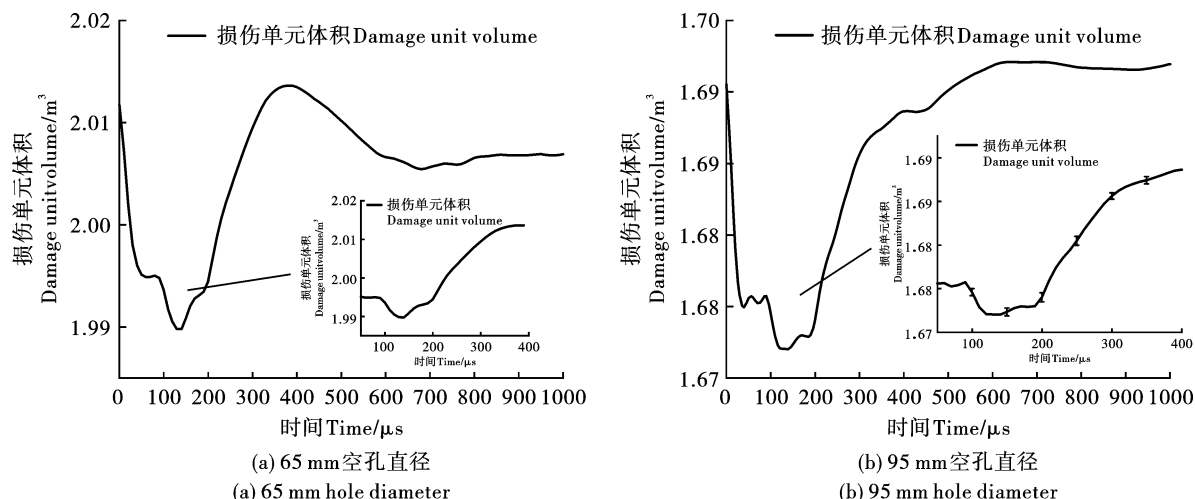


图 12 损伤单元体积变化图

Fig. 12 Volume change diagram of damage element

65 mm 空孔损伤占比为 77.2%, 95 mm 空孔为 91.8%, 增大空孔直径可提升约 18.9%。结果表明, 较大直径空孔能够增强空孔作为应力波反射界面的作用, 提高反射拉伸波能量与作用范围, 促进裂纹沿应力集中方向定向扩展。

综上所述, 合理选择空孔直径对爆破破岩效果具有关键作用。通过优化空孔参数, 不仅可增强拉伸破坏范围和裂纹贯通性, 还可提高岩体破碎程度和爆破效率。

### 3.5 不同空孔间距下岩石弱化效果分析

#### 3.5.1 环向应力对比分析

为系统研究空孔间距对岩体弱化效果的影响, 在

装药孔直径 95 mm 与模型尺寸 5.0 m × 3.0 m 的统一条件下, 建立空孔间距分别为 50 cm、65 cm、80 cm 和 95 cm 的四种数值模型。图 13 为爆破后 200 μs 时刻的环向应力分布云图, 分析了空孔间距对应力波传播、反射拉伸应力分布及裂纹扩展的影响。

数值模拟结果表明, 空孔间距对深孔爆破中岩体弱化效果呈现非单调性规律。在 50 cm 间距条件下, 空孔附近虽然出现峰值最高的拉伸应力, 但爆破区域内损伤程度相对较低, 能量高度集中于空孔附近区域, 导致空孔周围形成高幅值但作用范围有限的拉伸应力集中区。该应力特征虽可引发孔壁附近岩体的局部破碎, 但不足以使宏观裂纹向远处稳定延伸。

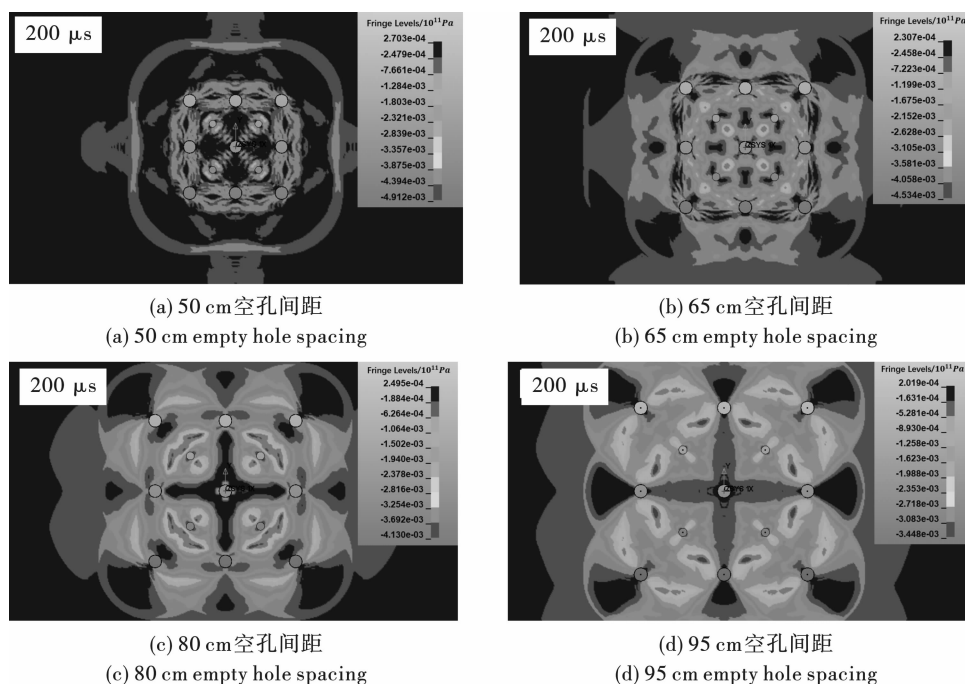


图 13 环向应力分布云图

Fig. 13 Nephogram of circumferential stress distribution

当空孔间距增大至 65 cm 时,应力波传播时间延长,反射拉伸波与入射波之间形成较为明显的叠加效应,环向应力分布表现为空孔与装药孔连线区域出现连续拉伸应力区,促进了中距离裂隙的扩展。当空孔间距增大至 80 cm 时,反射拉伸波与入射波之间的叠加效应减弱,爆破区域内能量密度不够高,部分能量消耗在更远区域的岩石中。当空孔间距增大至 95 cm 时,应力波在传播过程中逐渐衰减,反射拉伸波能量不足,难以形成有效的拉伸破坏区,岩体损伤范围明显减小。

### 3.5.2 岩石损伤对比

如图 14 所示,损伤体积随时间均呈现“初始减小—持续增长—最终稳定”的规律。随着空孔间距的增大,损伤体积开始增长的时间点呈规律性推迟:空孔间距为 50 cm 时约在 100  $\mu\text{s}$  出现,空孔间距 65 cm 时推迟至约 140  $\mu\text{s}$ ,空孔间距为 80 cm 时延迟至约 160  $\mu\text{s}$ ,空孔间距为 95 cm 时则推迟至 210  $\mu\text{s}$ 。表明空孔间距越大,应力波传播路径越长,反射拉伸波到达空孔并产生裂纹扩展所需的时间就越久。

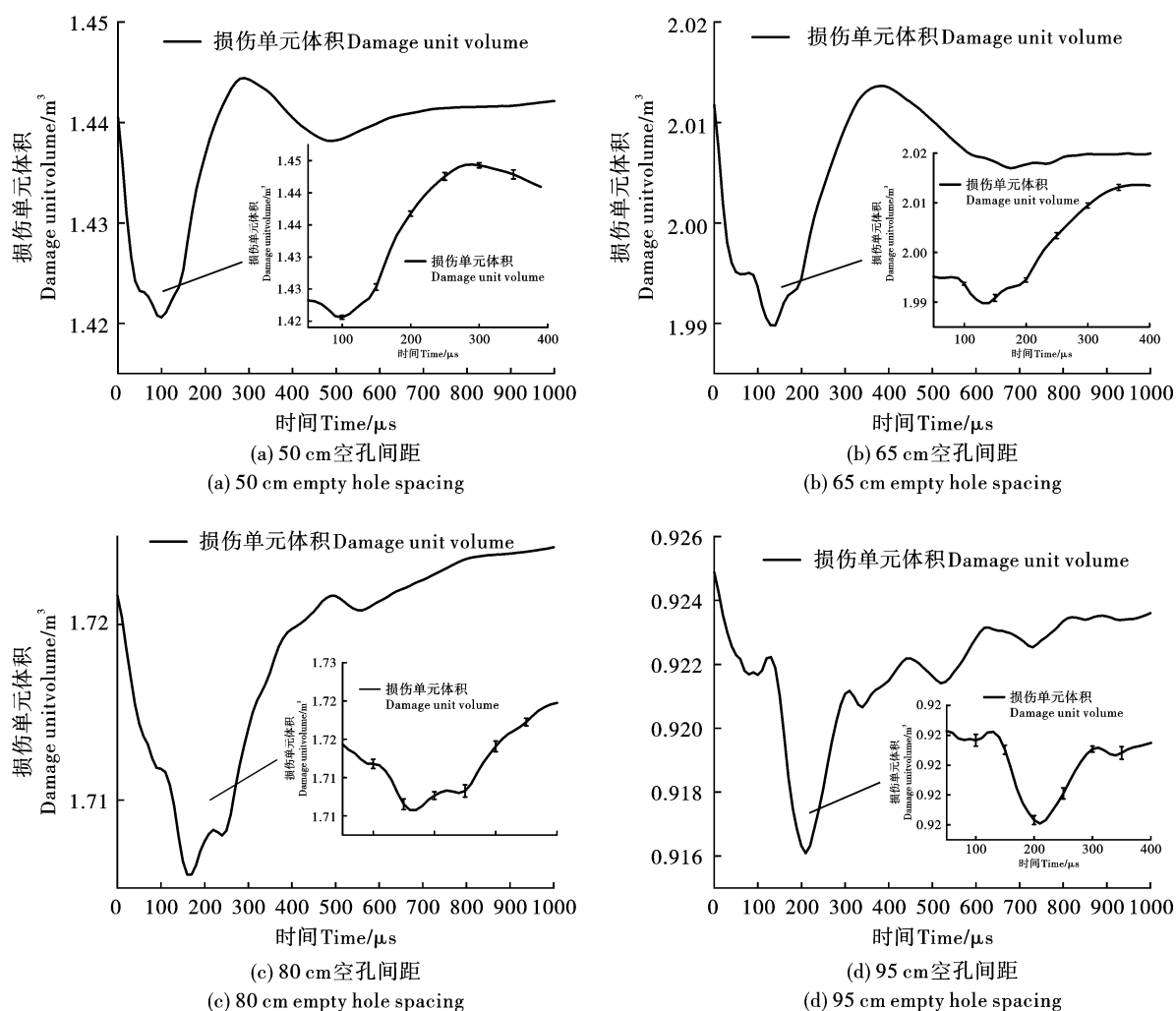


图 14 损伤单元体积变化图

Fig. 14 Volume change diagram of damage element

在空孔间距为 50 cm 条件下,损伤体积最终约为 1.44 m³,间距过小导致压缩波在极短时间内到达空孔并反射,能量主要以高频、局部化的形式作用于孔壁区域,虽然能够产生较高的应力峰值,但空间作用范围有限,难以推动裂纹的持续扩展。当空孔间距增加至 65 cm 时,损伤体积增加至 2.01 m³,损伤范围明显增大,此时能量空间分布范围扩大,裂纹

扩展能力提高。增加至 80 cm 空孔间距时,损伤体积降低至约 1.73 m³,该模型炮孔铺设区域大于爆破区域,反射波与入射波在爆破区域内叠加效应减弱,无法形成有效贯通裂纹。空孔间距为 95 cm 时损伤体积下降至 0.92 m³,主要由于应力波传播路径过长、能量衰减严重,反射波难以维持足够强度以驱动裂纹扩展,弱化效果减弱。

各模型的损伤单元体积占比依次为 65.8%、91.8%、80.0%、42.0%。综上所述,过小的空孔间距虽能引起高应力集中,但难以形成有效的裂纹;过大的空孔间距则因能量衰减导致作用不足;适中的空孔间距能够实现应力与作用范围的最佳匹配,从而加强深孔爆破弱化岩体的效果。

### 3.6 模型合理性验证及参数确定

为评价模型的可靠性,将模拟结果与文献[25, 26]数据对比分析,中心区域岩体损伤比例对比如图 15(a)所示,两组数据曲线规律相同且较为接近。为进一步验证模型的有效性,对两组数据进行误差分析,如图 15(b)所示,两组数据平均误差约为 6.7%,整体误差处于可接受范围内,表明模拟能较好地反映力学响应特征。根据前文对岩石损伤体积变化规律的分析,数值模型在 600  $\mu\text{s}$  后趋于稳定,文献[27]针对流固耦合模拟中收敛判定问题,提出了一种新的收敛准则:当相邻耦合步之间边界条件

的变化量足够小时,即可判定整个耦合系统已达到收敛。该准则适用于本模型,表明模型数据已收敛,从而验证了模拟结果的合理性。

如图 15 所示,深孔爆破中空孔参数对硬岩弱化效果具有显著影响,空孔的引入是岩体损伤提升的关键因素,相较于不含空孔时的情况,损伤占比增幅约 70%,显著改变岩体破坏模式并促进裂纹扩展。空孔直径对岩体损伤的影响相对有限,直径增大虽然增强应力集中与反射效应,但对损伤体积的提升幅度较小,属于次要因素。空孔间距对爆破效果影响较大,损伤比例随间距增大呈先增后减的趋势,65 cm 空孔间距时损伤占比最高,过小或过大的空孔间距均因能量局限或衰减导致弱化效果下降。结合数值模拟结果与机器行程,65 cm 空孔间距具备施工可行性,且损伤效果较 50 cm 空孔间距显著提升,是当前条件下的推荐方案。

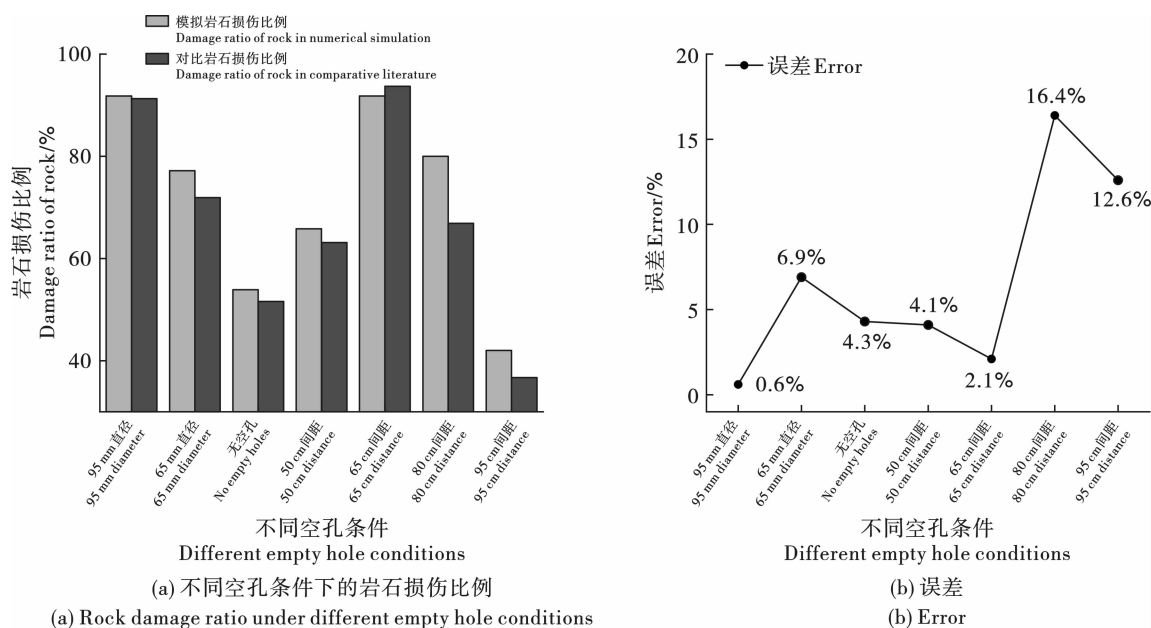


图 15 不同条件下产生的岩石损伤比例及误差分析

Fig. 15 Analysis of rock damage proportion and error under different conditions

## 4 工程应用

### 4.1 深孔爆破施工方案设计

根据数值模拟结果,选取装药孔直径 65 mm、空孔直径 95 mm,孔距 65 cm 的参数组合。深孔爆破施工工序如图 16 所示,工作面共布置装药孔 9 个、空孔 4 个,装药孔与空孔孔深均为 30 m,其中堵塞长度为 10 m。炸药采用煤矿许用三级粉状乳化炸药,装药前需进行炸药筛选以确保炸药被顺利输送至炮孔底部,炸药筛选完成后将炸药装入装药机,通

过高压风将炸药由装药机底部输药管吹填至炮孔内,实现连续耦合装药,每米装药量显著提高。为实现能量的定向释放,装药采用正向起爆方式。

为兼顾可靠性与操作便捷性,本试验采用导爆索与电雷管复合起爆方式。导爆索长度取 23 m,在距导爆索尾端约 1 m 处并联连接两枚电雷管,雷管脚线长度为 12 m,随后利用装药管将导爆索送入孔底并完成装药及封孔。此外,实际工况中现场环境湿度较高,导致接线处受潮,引起绝缘电阻下降、电流值过大等现象,因此装药完成后,雷管与爆破母线

连接处必须进行防水密封处理并在接入前后进行电测值正常,起爆回路的可靠性与安全性显著提高。

流测试。经密封处理后,湿气得到有效阻断,电流检

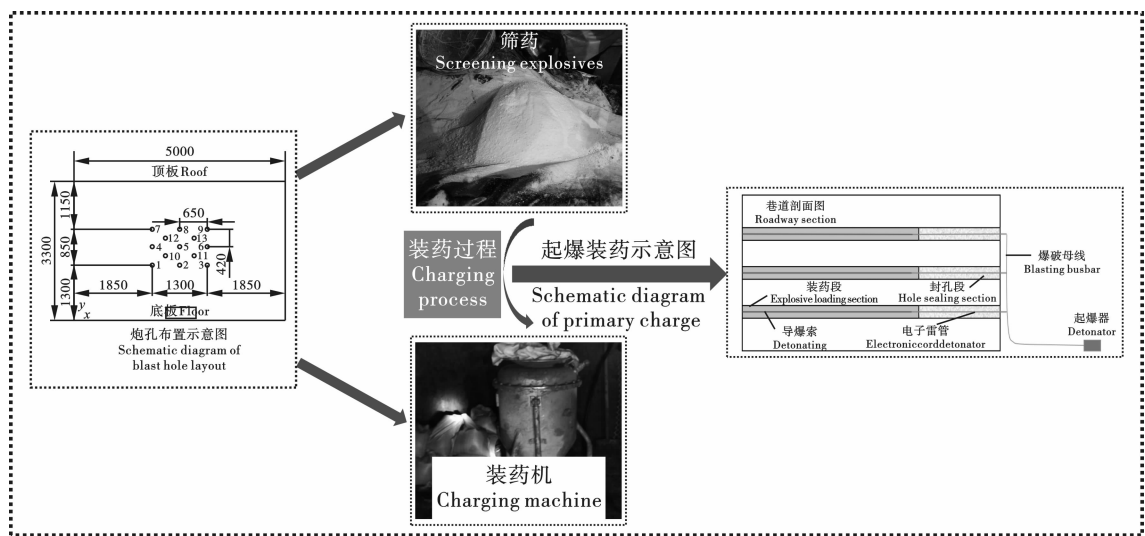


图 16 深孔爆破施工图

Fig. 16 Construction drawing of deep hole blasting

4.2 现场应用效果

根据上述方案在台头前湾煤业充填回风巷工作面实施局部弱化试验,爆破作业过程平稳,未出现哑炮、喷孔及碎岩抛掷等现象,深孔爆破效果图如图 17 所示,如图 17(a)所示爆后工作面整体保持完整,岩体破坏以拉剪复合破坏为主,仅在装药孔与炮孔连线方向出现明显裂隙,裂纹间结构松散,易被截齿带出,未弱化区域仍表现为硬岩,切削阻力大。

掘进 10 m 后对工作面进行清渣与观察,炮孔附

近情况如图 17(b)所示,破碎区主要集中在装药孔周围,形成直径约 40 cm 的粉碎区,此时炮孔内部孔壁岩体呈灰白色粉化状态,部分区域伴有片状剥落与细碎块脱落,表明爆炸能量在装药孔周围得到了有效利用。经过爆破弱化的岩体主要呈片状剥落,而未爆破区域的岩石仍保持坚硬状态,岩体以钻屑脱落为主。该现象与数值模拟中结果基本一致,验证了模拟分析的可靠性。

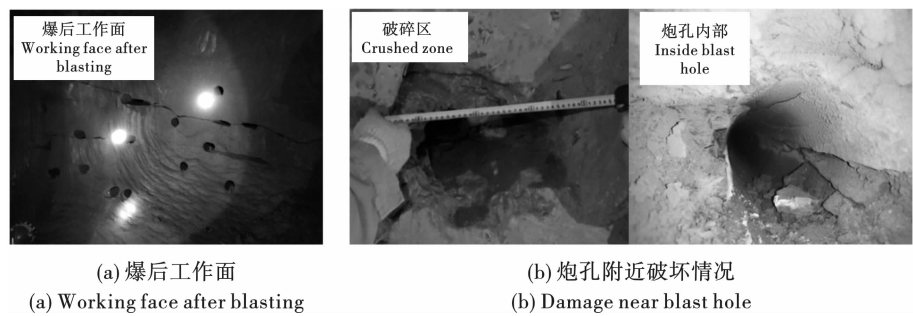


图 17 深孔爆破效果图

Fig. 17 Effect drawing of deep hole blasting

掘进机在爆破后截割弱化区域时切削阻力显著降低,截齿切入面顺畅,无明显跳动及卡顿现象,爆破前一月内掘进机总进尺约 85 m,实施局部爆破技术后持续统计五个月进尺情况,分别为 150 m、151 m、144 m、162 m、146 m,实际平均日进尺由爆破前的 2.8 m 提升至 5 m,提升幅度为 78%,截齿磨损速率明显降低,更换周期延长约 1.5 倍,表明局部爆

破有效改善了岩体可切割性。

综上所述,局部深孔爆破后形成的均匀破碎区显著改善了掘进机的切削条件,使岩体切割阻力降低、截齿寿命延长、掘进效率提升。爆破后岩体破坏形态与数值模拟中的损伤演化特征高度一致,验证了煤矿硬岩巷道部分弱化深孔爆破机理的合理性与适用性。

## 5 结论

针对台头前湾煤业充填回风巷掘进困难的问题,开展了局部深孔爆破弱化机理研究、数值模拟分析及现场试验验证,形成以下主要结论:

(1)通过理论分析建立了局部深孔爆破作用下的应力重分布模型,揭示了岩体强度降低的主要原因是由于应力重分布导致的岩体破坏模式改变。爆破后岩体破坏所需压力降低约 54%,实现了岩体弱化。

(2)基于数值模拟系统分析了空孔直径与间距对爆破弱化效果的影响规律。结果表明,空孔的存在可使岩体损伤体积提升约 70%,且当空孔直径为 95 mm、空孔间距为 65 cm 时弱化效果最佳。

(3)在理论与数值模拟结果基础上,设计了深孔爆破现场试验方案,岩体破碎范围与模拟结果基本一致,日进尺提高 78%。局部深孔爆破设计方案实现了对硬岩的定向弱化,形成了“理论分析—数值模拟—现场验证”相结合的研究体系,为煤矿硬岩巷道快速掘进提供了可复制的技术路径和设计依据。

## 参考文献 (References)

- [1] 宗 琦,马亚东,汪海波,等. 煤矿硬岩巷道掘进大直径炮孔爆破试验研究[J]. 爆破,2017,34(1):47-51.
- [1] ZONG Qi, MA Ya-dong, WANG Hai-bo, et al. Large diameter hole blasting experimental in hard rock roadway of coalmine[J]. Blasting, 2017, 34(1):47-51. (in Chinese)
- [2] 汪海波,徐 轩,宗 琦,等. 综掘硬岩段深孔超前爆破研究与应用[J]. 煤炭学报,2017,42(4):908-915.
- [2] WANG Hai-bo, XU Xuan, ZONG Qi, et al. Research and application of hard rock deep-hole advance blasting in comprehensive roadway excavation[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(4):908-915. (in Chinese)
- [3] 王志军. 坚硬岩石巷道提高机掘速度技术[J]. 煤矿安全,2015,46(8):131-134.
- [3] WANG Zhi-jun. Improving speed of machine digging in hard rock roadway [J]. Safety in Coal Mines, 2015, 46(8):131-134. (in Chinese)
- [4] 郭 辉,芦盛亮,李振波,等. 岩巷综掘的超前深孔预裂松动爆破技术研究[J]. 矿业研究与开发,2019,39(1):14-18.
- [4] GUO Hui, LU Sheng-liang, LI Zhen-bo, et al. Research on advanced deep-hole presplitting and loosening blasting technology for comprehensive excavation in rock tunnels [J]. Mining Research and Development, 2019, 39(1):14-18. (in Chinese 原文献中无英文对照,为自行翻译)
- [5] 王袭冰. 平煤十三矿岩石保护层工作面深孔预裂技术研究与应用[D]. 徐州:中国矿业大学,2023.
- [5] WANG Xi-bing. Study and application of deep hole presplitting technology in the rock protective seam working face of pingmei thirteenth vine [D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2023. (in Chinese)
- [6] 左 胜. 超深孔爆破扩裂提高硬岩巷道机掘效能技术[J]. 煤矿安全,2019,50(7):88-91,95.
- [6] ZUO Sheng. Ultra deep hole blasting cracking to improve excavating efficiency of hard rock roadway [J]. Safety in Coal Mines, 2019, 50(7):88-91, 95. (in Chinese)
- [7] 陆 杉. 单齿撞击砂岩实验的有限元模拟[D]. 合肥:合肥工业大学,2021.
- [7] LU Shan. Finite element simulation of single tooth impact sandstone test [D]. Hefei: Hefei University of Technology, 2021. (in Chinese)
- [8] 杨成杰,张智宇,孟佳乐,等. 基于 762 mm 直径空孔直眼掏槽爆破参数优化研究[J]. 有色金属(中英文), 2025, 15(1):116-128.
- [8] YANG Cheng-jie, ZHANG Zhi-yu, MENG Jia-le, et al. Optimization of blasting parameters based on 762 mm diameter empty-hole straight-hole cutting [J]. Nonferrous Metals, 2025, 15(1):116-128. (in Chinese)
- [9] 陈秋宇,李海波,夏 祥,等. 爆炸荷载下空孔效应的研究与应用[J]. 煤炭学报,2016,41(11):2749-2755.
- [9] CHEN Qiu-yu, LI Hai-bo, XIA Xiang, et al. Research and application of empty hole effect under blasting loading [J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(11):2749-2755. (in Chinese)
- [10] 杨仁树,陈 程,王 煦,等. 不同直径空孔对爆生裂纹扩展行为影响规律的实验研究[J]. 煤炭学报, 2017, 42(10):2498-2503.
- [10] YANG Ren-shu, CHEN Cheng, WANG Xu, et al. Experimental investigation on the influence of different diameter empty holes on the crack growth behavior of blasting [J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(10):2498-2503. (in Chinese)
- [11] 李启月,徐 敏. 直眼掏槽破岩过程模拟与空孔效应分析[J]. 爆破,2011,28(4):23-26.
- [11] LI Qi-yue, XU Min. Simulation of rock failure process in cutting by parallel hole and analysis on empty hole effect [J]. Blasting, 2011, 28(4):23-26. (in Chinese)
- [12] 赵艳伟,邵成群,孙进辉,等. 大直径空孔对掏槽爆破效果的影响机理研究[J]. 有色金属工程, 2024, 14(8):164-173.
- [12] ZHAO Yan-wei, TAI Cheng-qun, SUN Jin-hui, et al. Study on the influence mechanism of large diameter empty hole on cutting blasting effect [J]. Nonferrous Metals Engineering, 2024, 14(8):164-173. (in Chinese)

- nese)
- [13] 张召冉,陈华义,矫伟刚,等. 含空孔直眼掏槽空孔效应及爆破参数研究[J]. 煤炭学报,2020,45(S2):791-800.
- [13] ZHANG Zhao-ran, CHEN Hua-yi, JIAO Wei-gang, et al. Rock breaking mechanism and blasting parameters of straight-hole cutting with empty-hole[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(S2):791-800. (in Chinese)
- [14] 陈明,胡英国,卢文波,等. 深埋隧洞爆破开挖扰动损伤效应的数值模拟[J]. 岩土力学,2011,32(5):1531-1537.
- [14] CHEN Ming, HU Ying-guo, LU Wen-bo, et al. Numerical simulation of blasting excavation induced damage to deep tunnel[J]. Rock and Soil Mechanics, 2011, 32(5):1531-1537. (in Chinese)
- [15] 康勇,李晓红,杨春和,等. 深埋隧道围岩损伤破坏模式的数值试验研究[J]. 岩石力学与工程学报,2007(S1):3578-3583.
- [15] KANG Yong, LI Xiao-hong, YANG Chun-he, et al. Research on numerical tests on damage-failure mode of surrounding rock in deep-buried tunnel[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007(S1):3578-3583. (in Chinese)
- [16] 刘景儒,吴树仁,张永双,等. 复杂断面洞室围岩应力数值模拟分析[J]. 铁道建筑,2007(4):38-41.
- [16] LIU Jing-ru, WU Shu-ren, ZHANG Yong-shuang, et al. Numerical simulation analysis of stress in surrounding rock of complex cross-section cavern[J]. Railway Engineering, 2007(4):38-41. (in Chinese 原文献中无英文对照,为自行翻译)
- [17] 邹洋,李夕兵,周子龙,等. 开挖扰动下高应力岩体的能量演化与应力重分布规律研究[J]. 岩土工程学报,2012,34(9):1677-1684.
- [17] ZOU Yang, LI Xi-bing, ZHOU Zi-long, et al. Energy evolution and stress redistribution of high-stress rock mass under excavation distribution[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2012, 34(9):1677-1684. (in Chinese)
- [18] 于辉,张晓君,李宝玉,等. 巷道开挖扰动下围岩宏观观力学响应及能量机制[J]. 煤炭学报,2020,45(S1):60-69.
- [18] YU Hui, ZHANG Xiao-jun, LI Bao-yu, et al. Macro-micro mechanical response and energy mechanism of surrounding rock under excavation disturbance[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(S1):60-69. (in Chinese)
- [19] 高尔新,杨仁树. 爆破工程[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,1999:121-124.
- [19] GAO Er-xin, YANG Ren-shu. Blasting engineering[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 1999:121-124. (in Chinese)
- [20] 王长柏,李海波,谢冰,等. 岩体爆破裂纹扩展影响因素分析[J]. 煤炭科学技术,2010,38(10):31-34,61.
- [20] WANG Chang-bai, LI Hai-bo, XIE Bing, et al. Analysis on influencing factors of blasting crack expansion[J]. Coal Science and Technology, 2010, 38(10):31-34, 61. (in Chinese)
- [21] 赵文,曹平,章光. 岩石力学[M]. 长沙:中南大学出版社,2010:44-51.
- [21] ZHAO Wen, CAO Ping, ZHANG Guang. Rock mechanics[M]. Changsha: Central South University Press, 2010:44-51. (in Chinese)
- [22] 康红普,伊丙鼎,高富强,等. 中国煤矿井下地应力数据库及地应力分布规律[J]. 煤炭学报,2019,44(1):23-33.
- [22] KANG Hong-pu, YI Bing-ding, GAO Fu-qiang, et al. Database and characteristics of underground in-situ stress distribution in Chinese coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(1):23-33. (in Chinese)
- [23] LIU Xiao-hui, LIU Song-yong, CUI Xin-xia, et al. Interference model of conical pick in cutting process[J]. Journal of Vibroengineering, 2014, 16(1):103-115.
- [24] 蒋轲. 钢纤维混凝土动力损伤本构模型研究[D]. 长沙:湖南大学,2020.
- [24] JIANG Ke. Research on dynamic damage constitutive model of steel fiber reinforced concrete[D]. Changsha: Hunan University, 2020. (in Chinese)
- [25] 李祥龙,张志平,王建国,等. 双空孔间距对爆破槽腔断面大小的影响[J]. 爆炸与冲击,2022,42(11):133-144.
- [25] LI Xiang-long, ZHANG Zhi-ping, WANG Jian-guo, et al. Influence of double empty hole spacing on section size of blasting chamber[J]. Explosion and Shock Waves, 2022, 42(11):133-144. (in Chinese)
- [26] 郭超. 不同中心空孔直径对爆破裂纹扩展规律的影响[J/OL]. 工程爆破;1-9. [2025-12-07]. <https://doi.org/10.19931/j. EB. 20250103>.
- [26] GUO Chao. Influence of different central empty hole diameters on blasting crack propagation law[J/OL]. Engineering Blasting; 1-9. [2025-12-07]. <https://doi.org/10.19931/j. EB. 20250103>. (in Chinese)
- [27] DELAISSÉ N, SPENKE T, HOSTERS N, et al. A new approach towards assessing convergence of partitioned fluid-structure interaction simulations[C] // 9th European Congress on Computational Methods in Applied Sciences and Engineering (ECCOMAS Congress 2024). CIMNE, 2024:1-12.