

郑锐,刘学箭,石磊,等.坚硬孔洞压裂岩体动态破裂力学响应特征[J].辽宁工程技术大学学报(自然科学版),2026,45(1):25-33.  
DOI:10.11956/j.issn.1008-0562.20250251

ZHENG Rui,LIU Xuejian,SHI Lei,et al.Dynamic fracture mechanical response characteristics of hydraulically fractured rock mass with hard holes[J].Journal of Liaoning Technical University(Natural Science),2026,45(1):25-33.DOI:10.11956/j.issn.1008-0562.20250251

## 坚硬孔洞压裂岩体动态破裂力学响应特征

郑锐<sup>1</sup>,刘学箭<sup>1\*</sup>,石磊<sup>2</sup>,杨绮凡<sup>1,3</sup>,徐东<sup>1</sup>

(1.河北工程大学矿业与测绘工程学院,河北邯郸056038;2.安徽开发矿业有限公司,安徽六安237462;  
3.中核二十五建设有限公司,湖南长沙410000)

**摘要:**针对矿井水力压裂卸压过程中岩体损伤变形严重等问题,基于弹性力学与冲击动力学,建立裂隙损伤耗散能与水压及裂隙损伤等效半径的关联模型,采用数值模拟方法,对含不同直径孔洞的大理岩试样开展动态水力压裂-单轴静载压缩耦合数值试验,研究孔洞直径与压裂时步对试样力学特性及破坏特征的耦合作用机制。研究表明:岩体裂隙损伤的耗散能与水压及裂隙等效半径正相关。裂隙演化呈现起裂、快速扩展、稳定扩展三阶段特征,孔径增大会显著增强围岩应力扰动。不同压裂孔径的岩样,其驱动破坏模式因应力梯度分异与弱化界面竞争,由孔洞主导向裂隙控制,最终向复合破坏转变,且孔径越大,损伤越严重。峰值应力应变响应呈初始损伤失稳、主裂隙弱化及残余强度平衡三阶段特征,符合指数衰减规律。孔洞压裂岩体的损伤演化受孔径与压裂时步协同调控。

**关键词:**水力压裂;动态破裂;力学特性;裂隙扩展;声发射

中图分类号:TU452

文献标志码:A

文章编号:1008-0562(2026)01-0025-09

## Dynamic fracture mechanical response characteristics of hydraulically fractured rock mass with hard holes

ZHENG Rui<sup>1</sup>, LIU Xuejian<sup>1\*</sup>, SHI Lei<sup>2</sup>, YANG Qifan<sup>1,3</sup>, XU Dong<sup>1</sup>

(1. School of Mining and Geomatics, Hebei University of Engineering, Handan 056038, China;

2. Anhui Development Mining Company Limited, Lu'an 237462, China; 3. China Nuclear Industry 25th Construction Company Limited, Changsha 410000, China)

**Abstract:** To address the severe rock mass damage and deformation during the hydraulic fracturing pressure relief process in mines, based on elasticity mechanics and impact dynamics, a correlation model between the dissipated energy of rock mass fracture damage and water pressure as well as the equivalent radius of fracture damage was established. Using numerical simulation methods, dynamic hydraulic fracturing-uniaxial static compression coupling numerical tests were conducted on marble specimens with different diameter holes to study the coupling effect mechanism of hole diameter and fracturing step on the mechanical properties and failure characteristics of the specimens. The research results indicate that the dissipated energy of rock mass fracture damage is positively correlated with water pressure and the equivalent radius of fracture damage. The fracture evolution presents three stages: initiation, rapid expansion, and stable expansion. An increase in hole diameter significantly enhances the stress disturbance of the surrounding rock. For rock samples with different fracturing hole diameters, the driving failure mode changes from hole dominance to fracture control and eventually to composite failure due to the differentiation of stress gradient and the competition of weakened interfaces. The peak stress-strain response shows three stages: initial damage instability, main fracture weakening, and residual strength balance, following an exponential decay law. The damage evolution of rock mass fractured by holes is

收稿日期:2025-06-08 修回日期:2025-10-05 接受日期:2025-10-24 责任编辑:黄琦

基金项目:国家自然科学基金项目(52474128);河北省自然科学基金项目(E2025402059)

作者简介:郑锐(1984-),男,山西运城人,博士,讲师,主要从事煤岩压裂开采与灾害防治方面的研究。E-mail: zhengrui@hebeu.edu.cn

通信作者:刘学箭(2000-),男,山西大同人,硕士研究生,主要从事煤岩压裂开采与灾害防治方面的研究。E-mail: liuxuejian0806@163.com

jointly controlled by hole diameter and fracturing step.

**Keywords:** hydraulic fracturing; dynamic fracture; mechanical property; fracture propagation; acoustic emission

## 0 引言

近年来,随着深部金属矿开采深度的增加,高应力诱发的岩爆问题日益突出,水力压裂技术因高效卸压、精准可控及环境友好等优势,成为防控岩爆的核心技术<sup>[1-3]</sup>。学者针对不同地质条件提出了多样化的压裂卸压方法:厚硬顶板压裂技术,如超大采高工作面厚硬顶板分段压裂<sup>[4]</sup>、定向长钻孔水力压裂防冲<sup>[5]</sup>及地面井酸化压裂<sup>[6]</sup>,通过弱化顶板完整性降低动载风险;巷道围岩控制技术,包括双巷掘进小煤柱护巷综合卸压<sup>[7]</sup>、遗留煤柱扰动下压裂护巷<sup>[8]</sup>及底板动压巷道应力转移控制<sup>[9]</sup>,可显著减小巷道变形;低渗透性岩层改造技术,如低透气性煤层多孔同步分段压裂<sup>[10]</sup>与气液两相复合压裂<sup>[11]</sup>,可通过提高渗透率来优化卸压效果。此外,数值模拟可揭示压裂后应力场响应机制及裂隙扩展规律,被广泛应用于压裂机理研究。吕华永等<sup>[12]</sup>通过数值模拟分析了顶煤预制裂隙对水力压裂裂隙扩展的定向控制作用,发现预制裂隙可显著影响主裂隙的延伸路径。陈才贤等<sup>[13]</sup>结合导控孔与压裂参数优化,量化了松软煤层渗透率提升与裂隙分异的关系。刘世通<sup>[14]</sup>基于卸压影响半径数值模拟,提出了压裂参数与卸压范围的非线性关联模型,为工程效果评估提供依据。

压裂可起到有效卸压作用,但也对岩体造成损伤,导致巷道及硐室变形。深部岩体中普遍存在的坚硬孔洞可改变岩体应力分布,影响压裂后岩体的力学特性与稳定性。研究压裂岩体的静载力学特性对于维护巷道稳定具有重要意义,但目前对含孔洞类压裂岩体静载力学特性的研究较少。鉴于此,以含孔洞压裂大理岩为研究对象,采用理论分析与数值模拟方法研究压裂损伤耗能机制,开展动态水力压裂-单轴静载压缩耦合数值模拟试验,研究不同孔径与压裂时步下岩体的力学响应特性与破坏机制,分析预制压裂裂隙对大理岩强度、变形特征、破坏模式及损伤演化规律的影响,揭示坚硬孔洞压裂岩体动态破裂力学响应规律。

## 1 压裂损伤耗能机制研究

若将外力作用下岩体单元发生变形的过程视为与外界无热量交换的封闭系统,外力做功使岩体体积聚的总能量为 $U$ ,根据热力学第一定律<sup>[15]</sup>,岩体内部积聚的弹性能包括两部分:一是由裂隙扩

展和塑性变形产生的不可逆耗散能;二是使岩体运动的可释放弹性能。由于可释放弹性能的占比与冲击动力灾害强度正相关,为了降低灾害风险,需通过强化裂隙扩展、塑性变形等耗能机制,抑制可释放弹性能的积累,从而实现能量的有效耗散与灾害防控。在轴向静载应力 $\delta_1$ 与高压水压力 $p$ 的耦合作用下,岩体内部会形成等效半径为 $r$ 的圆形损伤裂隙。  $r$ 是综合反映岩体内部损伤程度的关键参数,其取值受初始孔洞参数、水压、岩体力学特性及损伤变量的影响<sup>[16]</sup>。损伤裂隙区由半径为 $r_1$ 的初始孔洞和扩展半径为 $r_2$ 的水压裂隙共同构成。压裂裂隙扩展能量耗散示意图1。

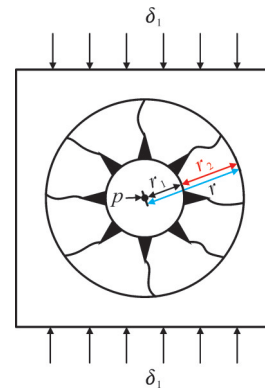


图1 压裂裂隙扩展能量耗散示意

Fig.1 schematic of energy dissipation during fracture propagation in hydraulic fracturing

在形成损伤裂隙区的过程中,岩体内部积聚的弹性能通过裂隙扩展及塑性变形发生能量耗散,其耗散能主要由两部分构成:一是高压水注入所输入的水力劈裂能量;二是原岩垂向静载应力驱动裂隙扩展所释放的弹性能。

高压水是压裂卸压的主动动力,其输入的能量会直接转化为岩体的塑性变形能与裂隙扩展表面能,其中,塑性变形能可缓解岩体局部应力集中,裂隙扩展表面能则可助力初始裂隙充分起裂,为后续岩体内部弹性能耗散提供基础通道。水压越高,初始裂隙起裂越充分。高压水作用下岩体耗散能<sup>[17]</sup>为

$$U_{s1} = \int_{-r}^r \sigma_t r \sqrt{1 - \frac{x^2}{r^2}} dx + \int_{-r}^r \frac{p^2 \pi r}{E} 2r \sqrt{1 - \frac{x^2}{r^2}} dx, \quad (1)$$

式中: $\sigma_t$ 为岩体抗拉强度; $E$ 为岩体弹性模量; $x$ 为裂隙扩展的径向距离。

化简式(1)可得

$$U_{s1} = \frac{\pi\sigma_t r^2}{2} + \frac{p^2 r^3 \pi^2}{E} \quad (2)$$

水压裂隙形成后, 垂向静载应力可释放原岩体弹性能, 推动水压裂隙延伸, 将弹性能转化为耗散能, 成为影响裂隙扩展与能量耗散的主要因素, 对保持围岩的稳定性起关键作用。垂向静载应力越大, 弹性能释放越充分。根据损伤应变能研究理论, 单位岩体因裂隙扩展而引起的裂隙弹性能变化量, 即裂隙扩展耗散能<sup>[18]</sup>为

$$U_{s2} = \frac{\delta_1^2}{2E} \left( \frac{D}{1-D} \right), \quad (3)$$

式中,  $D$  为损伤变量。

在垂向静载应力与水压耦合作用下, 压裂岩体的耗散能为

$$U_s = U_{s1} + U_{s2} = \frac{\sigma_t r^2 \pi}{2} + \frac{p^2 r^3 \pi^2}{E} + \frac{\delta_1^2}{2E} \left( \frac{D}{1-D} \right) \quad (4)$$

表 1 数值模型细观参数

Tab.1 mesoscopic parameters of numerical models

最小粒径/mm	粒径比	密度/(kg·m <sup>-3</sup> )	孔隙率	颗粒摩擦系数
0.25	1.66	2 700	0.08	0.25
平行黏结法向强度 $P_f$ /MPa	平行黏结切向强度 $P_c$ /MPa	平行黏结模量/GPa	平行黏结刚度比	平行黏结半径因子
43.26	43.26	14.50	2.5	1

细观参数标定的合理性通过数值模拟与室内试验的应力-应变曲线进行对比验证, 见图 2。弹性模量的模拟值与试验值分别为 29.31 GPa、30.08 GPa, 模拟值较试验值约小 2.6%; 抗压强度的模拟值和试验值分别为 122.12 MPa、123.55 MPa, 模拟值较试验值约小 1.2%。弹性模量、抗压强度的模拟值与试验值偏差均小于 5%, 表明标定的细观参数能有效反映大理岩的宏观力学特性。

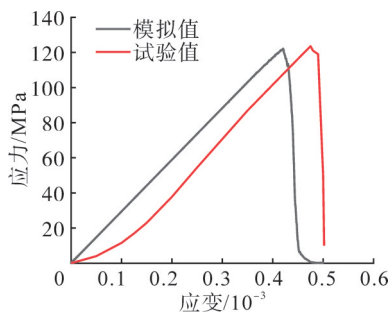


图 2 颗粒流模拟与室内试验应力-应变对比

Fig.2 comparison of stress-strain between particle flow simulation and laboratory experiment

## 2.2 模拟方案设计

### (1) 压裂模拟方案

采用 PFC<sup>2D</sup> 软件建立尺寸为 100 mm×100 mm 的大理岩孔洞模型, 含 25 906 个颗粒, 见图 3。参考文献[20]对岩体孔洞结构的研究结果以及含孔洞

由式 (4) 可知, 岩体裂隙损伤引起的耗散能与水压、轴向静载应力及岩体裂隙损伤等效半径成正比。因此, 可通过岩体高压压裂促使岩体节理裂隙起裂扩展, 增大裂隙扩展耗散能, 从而有效缓解岩爆冲击灾害, 保持围岩稳定性。

## 2 孔洞压裂岩体力学特性模拟方案

### 2.1 模型细观参数标定

在 PFC<sup>2D</sup> 软件中, 岩石的宏观力学参数可通过不同的接触模型来间接定义。采用平行黏结模型 (PBM), 该模型利用法向和切向弹簧来表征颗粒的接触行为。接触力超过强度阈值时, 触发拉伸或剪切破坏。基于室内试验试样尺寸及试验结果建立岩石数值模型, 通过试错法<sup>[19]</sup>进行细观参数标定, 标定结果见表 1。

类岩体的实际情况, 中心圆形孔洞半径分别设置为 2.0 mm、2.5 mm、3.0 mm, 压裂时步分别取 200、1 000、1 800、2 600、3 400, 对中心孔洞进行恒定注水施压, 压力为 130 MPa。通过正交试验研究不同压裂时步作用下岩体的裂隙起裂扩展规律, 分析压裂岩体的动态时序演化特征。

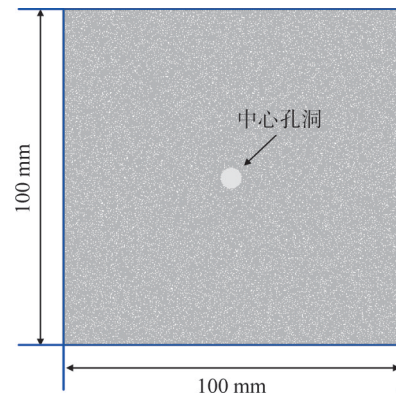


图 3 孔洞压裂模型

Fig.3 pore fracture model

### (2) 压裂岩体静载方案

将压裂孔洞模型移除侧向伺服墙体, 采用位移加载方式进行轴向压缩, 加载速率设置为 0.025 mm/s, 研究静载作用下压裂岩体的损伤破裂演化及声发射规律, 分析压裂岩体的静载力学响应特征。单轴压裂模型见图 4。

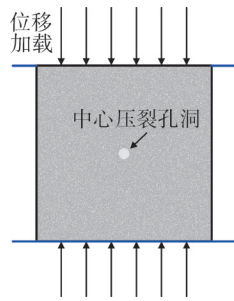


图4 单轴压裂模型

Fig.4 single axis hole model

### 3 孔洞岩体压裂裂隙动态演化特征

以2.5 mm孔洞压裂为例,其裂隙动态演化过程见图5。孔洞压裂裂隙扩展可分为3个阶段。①压

裂裂隙起裂阶段(0~200时步)。该阶段流体压力诱发孔周黏结键拉剪弱化,微裂隙在孔周围均匀萌生分布。②压裂裂隙快速扩展阶段(201~1800时步)。受岩体非均质性影响,该阶段孔周围形成优势扩展裂隙。随着压裂时步的增大,裂隙扩展长度增大。由于无围压影响,裂隙呈放射状分布,形成主次裂隙,且主裂隙的扩展速率大于次裂隙。随着压裂时步的继续增大,主裂隙通过应力屏蔽效应抑制次裂隙扩展。③裂隙稳定扩展阶段(1801~3400时步)。在主裂隙网络主导下,该阶段能量释放趋缓,受应力场重构与损伤累积阈值的约束,裂隙呈渐进式稳态延伸状态,扩展速率明显降低。

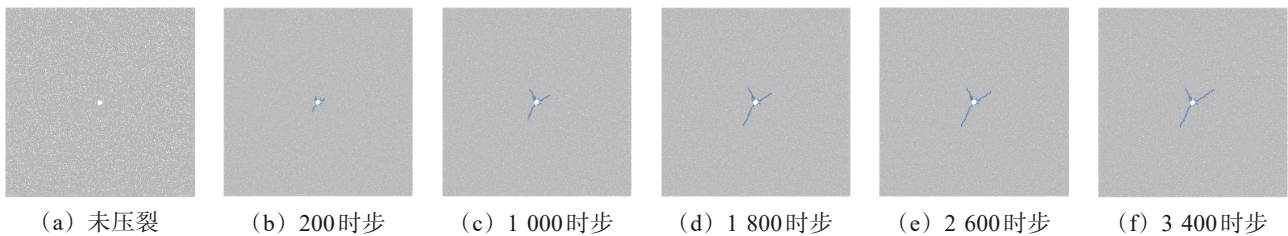


图5 2.5 mm孔洞岩体水力压裂裂隙动态演化过程

Fig.5 dynamic evolution process of hydraulic fracturing cracks in rock mass with 2.5 mm holes

3种孔洞岩体在3400时步下的裂隙扩展形态见图6。

洞岩体的压裂裂隙呈“一主两次”分支结构,主裂隙尖端存在明显应力集中。在高压水驱动作用下,主裂隙扩展速率明显大于次裂隙。

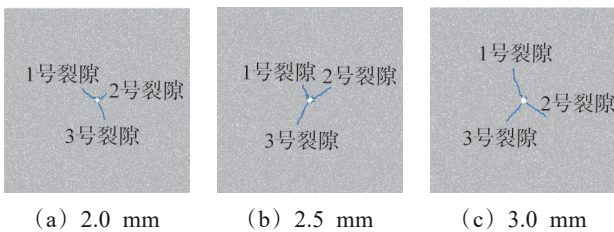


图6 不同孔洞岩样压裂裂隙扩展形态

Fig.6 fracture propagation morphologies of hydraulic fracturing in rock samples with different holes

由图6可以看出,2.0 mm与2.5 mm孔洞岩体的压裂裂隙呈“两主一次”分支结构,3.0 mm孔

3种孔洞岩样压裂裂隙的应力场见图7,在3400时步下的压裂裂隙长度对比见图8。由图7、图8可以看出,2.0 mm、2.5 mm、3.0 mm孔洞周围的最大集中应力分别为42.0 MPa、52.5 MPa、61.3 MPa,主次裂隙扩展总长度的平均值分别为9 mm、12 mm、15 mm,表明随着孔径的增大,裂隙损伤等效半径逐渐增大,孔洞对围岩的扰动范围增大,水压引起的岩体耗散能同步提升。因此,在高压水作用下,孔洞周围裂隙更易起裂扩展,且裂隙扩展长度显著增大。

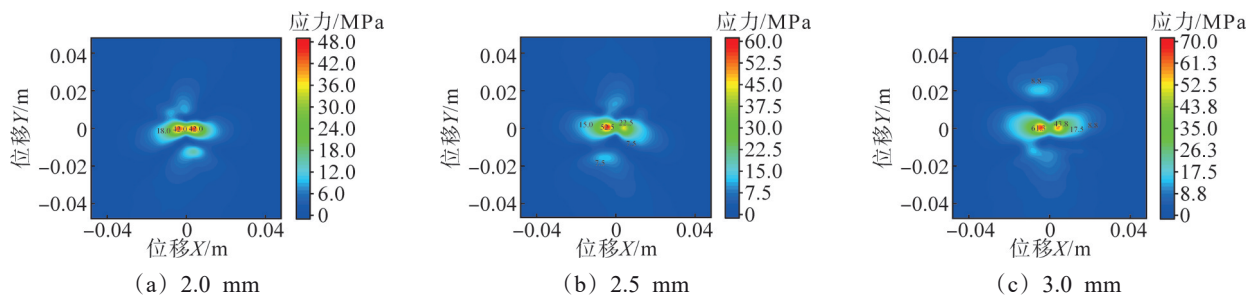


图7 不同孔洞岩样压裂裂隙的应力场

Fig.7 stress field of hydraulic fracturing in rock samples with different holes

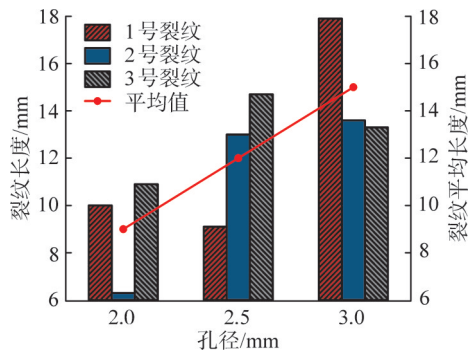


图 8 不同孔径岩样压裂裂隙长度对比

Fig.8 comparison of fracture lengths in hydraulic fracturing rock samples with different hole sizes

通过以上分析可知, 孔洞压裂裂隙扩展分为起裂期、快速扩展期和稳定扩展期, 起裂期孔洞周围裂隙均匀萌生分布; 快速扩展期裂隙扩展速率增大, 形成主次分支裂隙; 稳定扩展期裂隙长度趋于稳定。随着孔径的增大, 孔洞对围岩的应力扰动增大, 压裂裂隙扩展长度与耗散能显著增

大, 围岩压裂损伤效应加剧。

## 4 压裂岩体静载力学特性分析

### 4.1 破坏模式分析

为研究压裂孔洞与动态压裂时步对岩体宏观断裂行为的影响机制, 基于 5 种压裂时步下具有典型特征的 2.5 mm 孔洞试样的静载裂隙演化特征, 以及 3 400 压裂时步静载条件下 3 种孔洞试样的裂隙扩展形貌, 将斜“N”形主裂隙体系分为上部倒“V”形破碎区和下部正“V”形破碎区, 采用二值化图像处理方法, 对宏观拉剪破碎带进行角度分析。不同压裂时步下 2.5 mm 孔洞岩样的破坏模式见图 9。其中,  $\theta_1$  为上部倒“V”形破碎区中心拉剪混合裂隙与垂直方向的夹角 (初始扩展角度);  $\theta_2$  为上部倒“V”形破碎区中心拉剪混合裂隙与水平方向的夹角 (水平偏移角);  $\theta_3$  为下部正“V”形破碎区主裂隙与水平方向的夹角;  $\beta_1$  为“N”形主裂隙的偏转角。

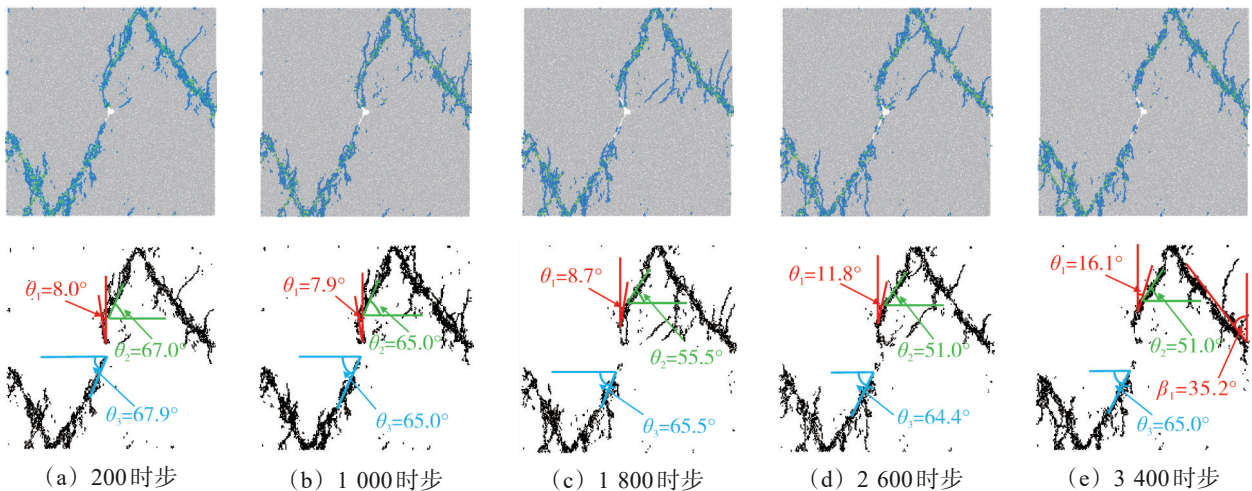


图 9 不同压裂时步下 2.5 mm 孔洞岩体的破坏模式

Fig.9 failure modes of rocks with 2.5 mm holes under different hydraulic fracturing time steps

由图 9 可以看出, 5 种压裂时步静载条件下, 2.5 mm 孔洞岩样的破坏模式呈规律性演变, 均表现为由中心压裂裂隙衍生出的两条中心拉剪混合带与两条对角平行拉剪混合带结合而成的斜“N”形主裂隙破坏形态, 并伴随主裂隙拉剪混合带衍生的次生拉伸裂隙, “N”形主裂隙的偏转角为 35.2°。下部正“V”形破碎区呈稳定形态, 其主裂隙与水平夹角维持在 65.0°~67.9°, 这是由于 2.5 mm 孔洞岩体下部压裂主裂隙方向与岩石剪切破裂方向 ( $45^\circ + \varphi/2$ ) 重合, 其中,  $\varphi$  为岩石内摩擦角。裂隙扩展角度较为稳定, 不再发生偏转。对于上部倒“V”形破碎区, 其中心拉剪混合裂隙的初始

扩展角度  $\theta_1$  随压裂时步的增大变化显著:  $\theta_1$  由 8.0° 增至 16.1°,  $\theta_2$  由 67.0° 递减至 51.0°。这主要是由于不同时步作用下上部次裂隙的扩展长度不同, 以压裂裂隙尖端为起点, 受静载垂直主应力影响, 静载裂隙发生了偏转。这种非对称时步响应特征, 揭示了压裂裂隙扩展路径对加载过程的敏感性。

3 400 压裂时步下 3 种孔洞岩体的破坏模式见图 10。不同孔洞压裂岩体的破坏模式差异显著。2.0 mm 孔洞压裂试样孔周有放射状微裂隙萌生, 并衍生出两条中心拉剪带与对角平行分布的次生拉剪混合带共同构成的斜“N”形破坏网络, 主裂隙沿孔周应力集中区扩展, 偏离压裂预制裂隙的扩

展路径。这表明,在 2.0 mm 孔洞下,由孔洞引起的局部应力梯度主导了裂隙的扩展过程。2.5 mm 孔洞压裂岩体在压裂孔周未见放射状微裂隙,主裂隙沿预制裂隙扩展路径发展,表明预制裂隙作为弱化界面优先参与应力释放,有效抑制孔周微裂隙萌生,压裂裂隙对损伤路径具有空间控制作用。3.0 mm 孔径试样呈多机制耦合破坏特征。除斜“N”形主裂隙外,轴向拉伸裂隙群显著发育,在孔洞与压裂裂隙共同作用下,孔周拉剪裂隙密度急剧增大,形成中心破碎区,表明孔洞与预制裂隙可通过初始损伤域调控及应力梯度分异来主导破坏模式演化。在压裂时步相同的条件下,随着压裂孔径的增大,β<sub>1</sub>由 37.1°降至 27.0°,同时,斜“N”形破碎带长度呈空间缩减趋势。随着压裂孔洞的增大,岩体损伤加剧,但压裂孔洞为 2.5 mm 时,在 3 400 时步下产生的主要压裂裂隙方向与岩石剪切破裂方向近似重合,扩展角度稳定且无偏转,形成的斜“N”形拉剪复合破坏形态较为清晰。

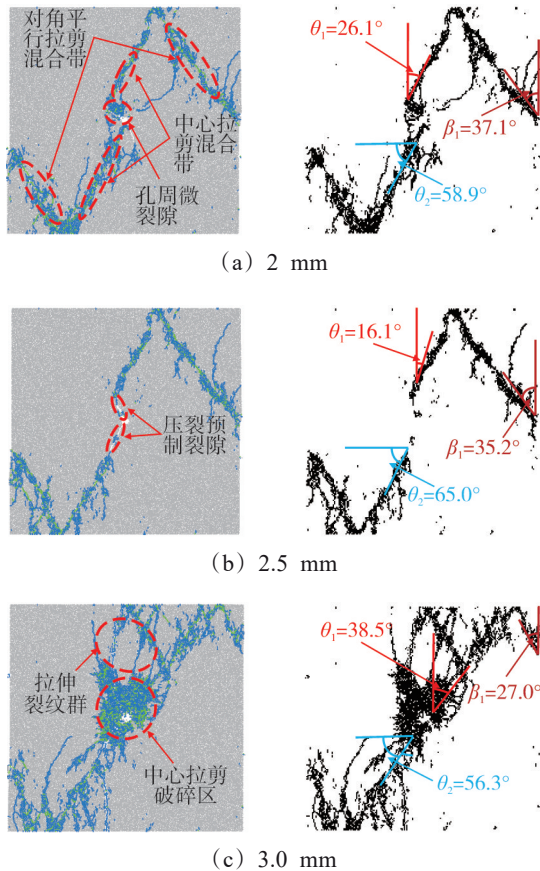


图 10 3 400 压裂时步下 3 种孔洞岩样的破坏模式

Fig.10 failure modes of rocks samples with three hole sizes under 3 400 hydraulic fracturing time steps

通过以上分析可知,随着压裂孔径的增大,岩体破坏呈规律性演化破坏特征,岩体损伤逐渐加剧。3 种压裂孔径通过弱化界面竞争及应力梯度分异,形成“孔洞主导-裂隙控制-复合破坏”的斜“N”形拉剪混合破坏模式。

#### 4.2 力学特性分析

根据单轴压缩试验结果,得到 3 种孔洞岩体的压裂时步-峰值应力应变曲线,见图 11。

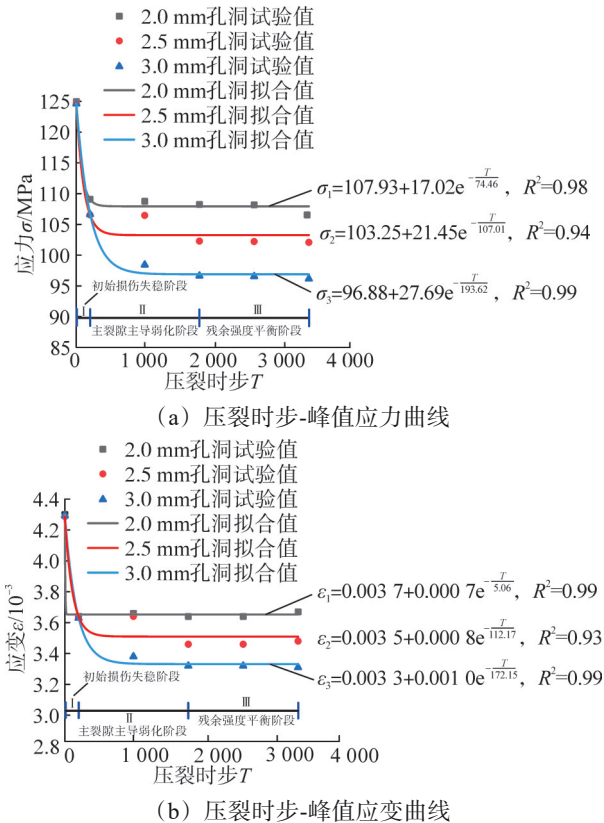


图 11 3 种孔洞岩样的压裂时步-峰值应力应变曲线

Fig.11 fracturing step-peak stress-strain curve of cavity rock samples with three hole sizes

由图 11 可以看出,压裂时步-峰值应力应变遵循指数函数变化规律,且应力应变衰减均可分为 3 个阶段:①初始损伤失稳阶段(0~200 时步),对应压裂裂隙起裂期。该阶段孔周黏结键弱化与微裂隙萌生,导致岩体承载能力骤降,峰值应力迅速下降。②主裂隙主导弱化阶段(201~1 800 时步),对应压裂快速扩展期。该阶段主裂隙持续分异扩展,引发结构刚度渐进损失,峰值应力稳定下降。③残余强度平衡阶段(1 801~3 400 时步),对应压裂稳定扩展期。该阶段,裂隙网络动态平衡与残余强度阈值制约了损伤累积速率,峰值应力缓慢下降。1 800 时步时,3 种不同孔洞岩体的压裂裂隙已进入稳定扩展状态,此前因裂隙动态

扩展引发的应力扰动效应趋于稳定, 不再显著影响岩体的峰值应力应变。在 1 800、2 600、3 400 时步下, 岩体平均破坏残余峰值强度趋于稳定, 且压裂孔径每增大 0.5 mm, 平均破坏残余峰值强度下降约 6.0 MPa, 峰值应变下降约  $1.6 \times 10^{-4}$ 。

### 4.3 岩体损伤声发射特征分析

采用声发射技术, 实时捕捉岩石裂隙萌生与

扩展过程中释放的弹性波信号<sup>[21]</sup>, 定量表征岩体损伤演化规律。由于不同压裂时步下 3 种孔洞岩样的应力-应变曲线、振铃计数及其累计值均呈高度一致的阶段性演化规律, 故仅以 2.5 mm 孔洞岩样为研究对象, 分析静载压缩过程中不同压裂时步对其应力-应变曲线及声发射特征参数的影响规律, 见图 12。

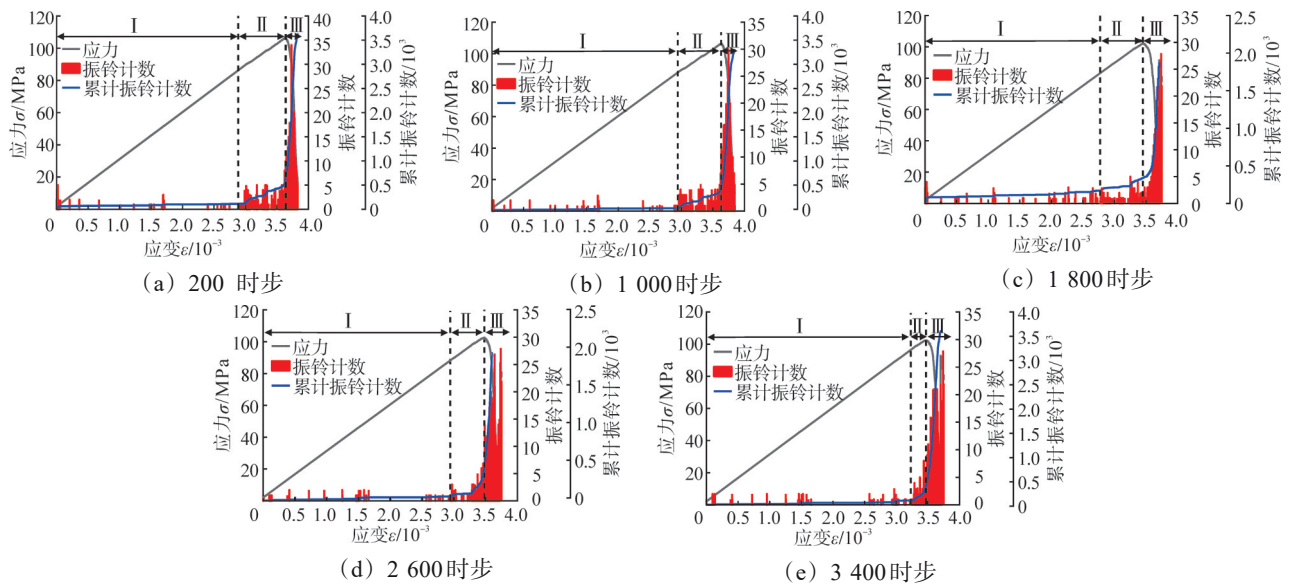


图 12 不同压裂时步下 2.5 mm 孔洞岩样的应力-应变曲线及声发射特征参数

Fig.12 stress-strain curves and acoustic emission characteristic parameters of 2.5 mm hole rock samples under different hydraulic fracturing time steps

基于声发射振铃计数与累计计数的动态响应特征, 可将岩样的损伤破坏过程分为 3 个阶段。第 I 阶段为初始损伤缓增阶段。低应力条件下, 孔周及预制裂隙端部萌生离散微裂隙, 声发射呈低频间歇特征, 损伤裂隙等效半径较小, 损伤累积缓慢, 静载作用驱动的裂隙扩展耗散能较低。当由 200 时步增至 3 400 时步, 初始裂隙密度增大, 即损伤裂隙等效半径增大, 更易激活裂隙扩展, 岩体累积损伤增大。应变区间由  $0 \sim 0.002 8$  扩展至  $0 \sim 0.003 2$ , 最大值增幅达 14%, 表明损伤裂隙等效半径与累积损伤增大会促进能量耗散提升。第 II 阶段为损伤稳态扩展活跃阶段。该阶段应力增大, 促使微裂隙网络稳定扩展, 声发射呈准稳态波动。时步的增大显著缩短了该阶段的应变区间, 高压裂时步下, 由于裂隙连通率提升, 损伤裂隙等效半径进一步增大, 裂隙扩展阻力降低, 累积损伤持续增大, 峰值应力随时步的增大线性下降, 振铃计数不断递增, 表明裂隙在加剧扩展。第 III 阶段为失稳贯通突变阶段。应力超临界阈值后, 预制裂隙与新生裂隙贯通, 形成斜

“N”形拉剪破碎带, 振铃计数激增且累计曲线斜率陡增, 表明此时损伤裂隙等效半径达到最大值, 损伤变量趋近于 1, 这与前文结论相契合, 即高压裂时步下试样失稳临界应变前移、单位应变内裂隙密度骤增, 以及预裂裂隙网络快速贯通导致承载力丧失。

不同孔洞岩样的压裂时步-应力峰值累计振铃计数曲线见图 13。可以看出, 2.0 mm 孔洞的岩样, 在不同时步下, 应力峰值累计振铃数变化较小, 裂隙损伤耗散能稳定, 表明其承载能力主要受孔径影响。2.5 mm 孔洞的岩样, 在 200~1 800 时步、2 601~3 400 时步下, 应力峰值的累计振铃计数随着时步的增加而降低, 而 1 801~2 600 时步下, 应力峰值的累计振铃计数随时步的增加而增大, 表明 2.5 mm 孔洞岩样的承载能力主要受水力压裂裂隙影响且存在合理压裂区间, 可为区域围岩稳定提供最优压裂参数。3.0 mm 孔洞的岩样, 在 1 001~2 600 时步下, 应力峰值的累计振铃计数随时步的增加而降低, 岩样的承载能力主要受压裂裂隙影响。200~1 000 时步、2 601~3 400 时步下, 应力

峰值的累计振铃计数随时步的增加而增大, 岩样的承载能力主要受孔洞影响。时步相同的条件下, 应力峰值累计振铃计数随孔径的增大而增多, 表明孔径越大, 越容易发生损伤破坏。

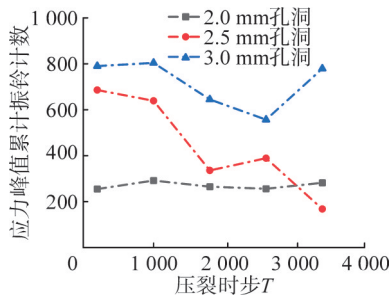


图 13 不同孔洞岩样的压裂时步-应力峰值累计振铃计数曲线

Fig.13 fracturing time step-cumulative ringing count curves at peak stress for different holed rock samples

通过以上分析可知, 带孔洞的大理岩损伤破坏表现为 3 个阶段: 第 I 阶段初始损伤缓增, 低应力下孔周及裂隙端部萌生离散裂隙, 高压裂时步下试样应变区间扩展 14%; 第 II 阶段损伤稳态扩展, 时步的增大会缩短应变区间并降低峰值应力, 振铃计数递增, 裂隙扩展加剧; 第 III 阶段裂隙失稳贯通突变, 高压裂时步下试样临界应变前移、裂隙密度骤增, 最终因裂隙网络贯通丧失承载能力。不同孔洞岩样的承载机制存在显著差异: 2.0 mm 孔洞岩样的承载能力主要受孔洞控制, 累计振铃计数变化较小; 2.5 mm 孔洞岩样的承载能力受裂隙主导, 且在 1 801~2 600 时步存在合理压裂区间; 3.0 mm 孔洞岩样的承载能力在 1 001~2 600 时步受裂隙控制, 其余时步段下主要受孔洞影响。

## 5 结论

针对水力压裂卸压技术引发的岩体损伤问题, 以含孔洞压裂大理岩为研究对象, 通过理论分析及动态水力压裂-单轴静载压缩耦合数值模拟试验, 揭示不同孔径与压裂时步下岩体的损伤耗能机制、裂隙扩展规律及力学响应特性, 得出如下结论。

(1) 岩体裂隙损伤耗散能与水压、轴向静载应力及岩体裂隙损伤等效半径成正比。实际工程中, 可通过高压压裂促使岩体裂隙起裂扩展, 增大裂隙扩展耗散能, 从而有效减少岩爆灾害, 保持围岩稳定。

(2) 压裂裂隙演化分为裂隙起裂阶段、裂隙快速扩展阶段及裂隙稳定扩展阶段。随着孔洞的增大, 围岩应力扰动增强, 裂隙扩展长度增大, 损伤效应显著增强。

(3) 随着孔洞的增大, 岩体内部应力梯度分异效应增强, 压裂孔洞通过弱化界面竞争及应力梯度分异, 形成“孔洞主导-裂隙控制-复合破坏”的斜“N”形拉剪混合破坏模式。孔洞由 2.0 mm 增至 3.0 mm, 斜“N”形主裂隙偏转角由 37.1° 降至 27.0°。2.5 mm 孔洞岩体因压裂主裂隙与岩石剪切破裂方向重合, 裂隙扩展稳定且破碎带形态清晰。

(4) 应力-应变指数衰减曲线分为初始损伤、主裂隙弱化及残余强度平衡 3 个阶段, 表现为峰值应力骤降、刚度渐进损失及损伤扩展受阈值限制。1 800 时步时, 静载残余峰值强度趋于稳定, 随着孔洞的增大, 岩样的平均残余强度与应变均有不同程度的下降。

(5) 含孔洞的大理岩损伤过程分为初始损伤缓增、损伤稳态扩展及失稳贯通突变 3 个阶段。岩体承载机制主要受孔洞影响: 2.0 mm 孔洞岩体的承载能力受孔洞控制, 损伤响应较弱; 2.5 mm 孔洞岩体的承载能力由裂隙主导; 3.0 mm 孔洞岩体的承载能力表现为孔洞-裂隙复合调控模式, 揭示了孔洞与时步协同控制损伤路径的竞争机制。

## 参考文献(References):

- [1] 赵斌, 王寅, 赵善坤, 等. 特厚煤层综放工作面矿震诱发机理及防控技术: 以龙王沟煤矿为例[J]. 科学技术与工程, 2023, 23(29): 12451-12457.  
ZHAO Bin, WANG Yin, ZHAO Shankun, et al. Mechanism and prevention and control technology of mine earthquake in fully mechanized top coal caving face in extra thick seam: taking Longwanggou Coal Mine as an example[J]. Science Technology and Engineering, 2023, 23(29): 12451-12457.
- [2] 詹庆超, 付伟, 宋海洲. 东滩矿煤层巨厚顶板定向长钻孔分段水力压裂技术研究[J]. 煤炭与化工, 2020, 43(11): 12-14, 17.  
ZHAN Qingchao, FU Wei, SONG Haizhou. Study on the hydraulic fracturing technology of directional long borehole and segmental hydraulic fracturing for the huge thick roof of Dongtan Mine[J]. Coal and Chemical Industry, 2020, 43(11): 12-14, 17.
- [3] 孙如达, 夏永学, 高家明. 中高厚硬顶板长孔水力压裂防冲效果研究[J]. 煤矿安全, 2023, 54(7): 69-77.  
SUN Ruda, XIA Yongxue, GAO Jiaming. Study on anti-impact effect of hydraulic fracturing for long holes in medium and high thick hard roof[J]. Safety in Coal Mines, 2023, 54(7): 69-77.
- [4] 葛帅帅, 孙亮, 贺丽峰, 等. 综采坚硬顶板分段水力压裂卸压护巷技术研究[J]. 矿业研究与开发, 2024, 44(7): 165-173.  
GE Shuaishuai, SUN Liang, HE Lifeng, et al. Investigation on the pressure relief and roadway support by segmented hydraulic fracturing technique in hard roof of fully mechanized mining[J]. Mining Research and Development, 2024, 44(7): 165-173.
- [5] 赵善坤, 王炳钦, 苏振国, 等. 坚硬厚顶板岩层定向长钻孔水力压裂

- 防冲技术及应用[J]. 煤矿安全, 2024, 55(12): 10-21.  
ZHAO Shankun, WANG Bingqin, SU Zhenguo, et al. Technology and application of long directional drilling hydraulic fracturing for preventing rock burst in thick and hard roof[J]. Safety in Coal Mines, 2024, 55(12): 10-21.
- [6] 吕闰生, 李杰, 朱林, 等. 巨厚砾岩顶板地面井酸化压裂卸压减冲技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(9): 308-318.  
LYU Runsheng, LI Jie, ZHU Lin, et al. Study on technology of acid fracturing pressure relief and coal burst reduction in surface wells with extremely thick conglomerate roof[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(9): 308-318.
- [7] 郭东明, 张伟, 李学彬, 等. 双巷掘进小煤柱护巷综合卸压技术与应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2025, 42(3): 556-566.  
GUO Dongming, ZHANG Wei, LI Xuebin, et al. Comprehensive pressure relief technology of small-coal-pillar roadway protection in double-roadway excavation and its application[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2025, 42(3): 556-566.
- [8] 陈学亚, 张宁波, 刘立明, 等. 遗留煤柱扰动下薄间距动压巷道压裂卸压护巷技术研究[J]. 煤炭工程, 2025, 57(1): 42-51.  
CHEN Xueya, ZHANG Ningbo, LIU Liming, et al. Fracturing pressure relief roadway protection technology of thin spacing dynamic pressure roadway under disturbance of residual coal pillar [J]. Coal Engineering, 2025, 57(1): 42-51.
- [9] 赵常辛, 李晓旭, 石蒙, 等. 坚硬顶板切顶卸压技术对巷道围岩变形规律影响[J]. 工矿自动化, 2024, 50(1): 147-154.  
ZHAO Changxin, LI Xiaoxu, SHI Meng, et al. The influence of hard roof cutting and pressure relief technology on the deformation law of surrounding rock in roadways[J]. Journal of Mine Automation, 2024, 50(1): 147-154.
- [10] 薛彦平. 低透气性煤层多孔同步分段水力压裂增透技术研究 [J]. 煤炭工程, 2024, 56(6): 111-116.  
XUE Yanping. Segmented hydraulic fracturing technology by multi-hole synchronous drilling in low permeability coal seams[J]. Coal Engineering, 2024, 56(6): 111-116.
- [11] 王泽东, 刘国磊, 崔崧, 等. 低渗透煤层气液两相复合压裂卸压增透技术[J]. 煤矿安全, 2022, 53(11): 76-82.  
WANG Zedong, LIU Guolei, CUI Yu, et al. Pressure relief and permeability enhancement technology of gas-liquid composite fracturing in low permeability coal seams[J]. Safety in Coal Mines, 2022, 53(11): 76-82.
- [12] 吕华永, 张亚宁, 刘飞. 顶煤预制裂隙定向水力压裂数值模拟研究 [J]. 煤炭工程, 2017, 49(10): 26-29.  
LYU Huayong, ZHANG Yanning, LIU Fei. Numerical simulation of prefabricated fissures directional hydraulic fracturing in top coal [J]. Coal Engineering, 2017, 49(10): 26-29.
- [13] 陈才贤, 潘超, 苏静, 等. 顶板控制孔导控压裂对松软煤层增透影响的数值模拟研究[J]. 煤炭技术, 2015, 34(11): 147-149.  
CHEN Caixian, PAN Chao, SU Jing, et al. Research on numerical simulation of soft coal seam anti-reflection effect by roof control guide fracturing[J]. Coal Technology, 2015, 34(11): 147-149.
- [14] 刘世通. 辛置煤矿水力压裂卸压增透影响半径数值模拟研究 [J]. 中国安全生产科学技术, 2013, 9(2): 44-48.  
LIU Shitong. Numerical simulation of pressure relief and antireflection radius influenced by hydraulic fracturing in Xinzhi Coal Mine[J]. Journal of Safety Science and Technology, 2013, 9(2): 44-48.
- [15] 黄达, 岑夺丰. 单轴静-动相继压缩下单裂隙岩体力学响应及能量耗散机制颗粒流模拟[J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32(9): 1926-1936.  
HUANG Da, CEN Duofeng. Mechanical responses and energy dissipation mechanism of rock specimen with a single fissure under static and dynamic uniaxial compression using particle flow code simulations[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(9): 1926-1936.
- [16] 贾进章, 王东明, 李斌. 水力压裂有效压裂半径的影响因素研究 [J]. 中国安全生产科学技术, 2022, 18(6): 58-64.  
JIA Jinzhang, WANG Dongming, LI Bin. Study on influencing factors of effective fracturing radius of hydraulic fracturing[J]. Journal of Safety Science and Technology, 2022, 18(6): 58-64.
- [17] 黄戡. 裂隙岩体中隧道注浆加固理论研究及工程应用[D]. 长沙: 中南大学, 2011: 42-46.
- [18] 刘红岩, 邢闯锋, 张力民. 双轴应力下非贯通节理岩体压缩损伤本构模型[J]. 岩土力学, 2016, 37(9): 2610-2616, 2623.  
LIU Hongyan, XING Chuangfeng, ZHANG Limin. A biaxial compression damage constitutive model for rock mass with non-persistent joints[J]. Rock and Soil Mechanics, 2016, 37(9): 2610-2616, 2623.
- [19] 陈鹏宇, 孔莹, 余宏明. 岩石单轴压缩 PFC<sup>2D</sup> 模型细观参数标定研究[J]. 地下空间与工程学报, 2018, 14(5): 1240-1249.  
CHEN Pengyu, KONG Ying, YU Hongming. Research on the calibration method of microparameters of a uniaxial compression PFC<sup>2D</sup> model for rock[J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2018, 14(5): 1240-1249.
- [20] 丁尧, 林国进, 张程. 裂隙对含孔洞岩体力学特性的影响的试验和数值模拟研究[J]. 地质灾害与环境, 2024, 35(2): 77-84.  
DING Yao, LIN Guojin, ZHANG Cheng. Experimental and numerical study on the effect of fractures on the mechanical properties of rock mass containing cavities[J]. Journal of Geological Hazards and Environment Preservation, 2024, 35(2): 77-84.
- [21] 宋义敏, 赵泽鑫, 邓琳琳, 等. 岩石单轴压缩亚失稳阶段特征[J]. 辽宁工程技术大学学报(自然科学版), 2018, 37(3): 541-546.  
SONG Yimin, ZHAO Zexin, DENG Linlin, et al. Deformation field and acoustic emission characteristics of marble during sub-instability stage[J]. Journal of Liaoning Technical University (Natural Science), 2018, 37(3): 541-546.