

深埋大理岩三轴加卸荷过程能量演化特征

李泓颖¹, 刘晓辉^{2,3}, 肖文根¹, 郑钰¹, 薛洋¹, 桂欣¹

(1. 西华大学 能源与动力工程学院, 四川 成都 610039; 2. 西华大学 流体及动力机械教育部重点实验室, 四川 成都 610039; 3. 四川大学 深地科学与工程教育部重点实验室, 四川 成都 610065)

摘要: 为研究深埋大理岩加卸荷全过程的变形破坏特征, 利用 MTS 岩石力学试验系统对锦屏深埋大理岩试样开展 25、50、80 MPa 3 种不同初始围压和 0.01、0.1、1.0 MPa/s 3 种不同卸荷速率的三轴加卸荷试验, 引入能量转化参数以更好地表征峰前及峰后能量转化特征, 并据此构建基于耗散能的损伤模型, 深入探索大理岩加卸载破坏全过程的损伤演化状态。结果表明: 大理岩在卸荷段前主要以弹性能的累积为主, 卸荷开始后耗散能占主导地位。峰前卸荷过程中 U_d 耗散速率 $> U_3$ 消散速率 $> U_e$ 储存速率, 与常规三轴加载相比, 大理岩在峰前卸荷段的应变能转化速率大得多。峰后应力跌落段各应变能转化速率明显较峰前卸荷段大, 表明峰后大理岩环向扩容加剧, 弹性能在峰后快速释放。随着初始围压、卸荷速率的增大, 大理岩由张拉-剪切破坏转变为以剪切破坏为主, 峰后耗散能的耗散速率越快, 则大理岩剪切破裂性质愈明显、脆性破坏越强、破坏程度越小。高围压可能会抑制岩石的损伤累积扩展, 而高卸荷速率下大理岩试样内部裂纹扩展不充分导致其发生破裂时损伤曲线急剧上升。

关键词: 深埋大理岩; 三轴加卸荷; 能量演化; 耗散能损伤; 初始围压; 卸荷速率

中图分类号: TU452; TV16

文献标识码: A

文章编号: 1672-643X(2023)01-0190-09

Energy evolution characteristics of deep buried marble under triaxial loading and unloading

LI Hongying¹, LIU Xiaohui^{2,3}, XIAO Wengen¹, ZHENG Yu¹, XUE Yang¹, GUI Xin¹

(1. School of Energy and Power Engineering, Xihua University, Chengdu 610039, China; 2. Key Laboratory of Fluid and Power Machinery, Ministry of Education, Xihua University, Chengdu 610039, China; 3. Key Laboratory of Deep Earth Science and Engineering (Sichuan University), Ministry of Education, Chengdu 610065, China)

Abstract: In order to study the deformation and failure characteristics of the deep-buried marble in the whole process of loading and unloading, the MTS rock mechanical testing system was used to carry out triaxial loading-unloading tests with three different initial confining pressures of 25, 50 and 80 MPa, and three different unloading rates of 0.01, 0.1 and 1 MPa/s on the deep-buried marble in Jinping. The energy conversion parameter was introduced to better characterize the energy conversion characteristics before and after the stress peak. Then, a damage model based on dissipated energy was constructed in order to further explore the damage evolution state of deep-buried marble during the whole process of loading and unloading failure. The research results show that before the unloading section, it is mainly the elastic energy that accumulates in the marble; after the unloading starts, the dissipative energy becomes dominant. U_d dissipation rate $> U_3$ dissipation rate $> U_e$ storage rate during pre-peak unloading process, the strain energy conversion rate at the pre-peak unloading section in the marble is much higher than that under the conventional triaxial loading. Furthermore, the transformation rate of each strain energy in the post-peak stress-drop section is significantly larger than that in the pre-peak unloading section, indicating that the post-peak marble hoop expansion is intensified, and the elastic energy is rapidly released after

收稿日期: 2022-01-20; 修回日期: 2022-06-30

基金项目: 西华大学重点科研基金项目(Z17113); 西华大学研究生创新基金项目(YCJJ2021056); 深地科学与工程教育部重点实验室(四川大学)开放基金项目(DESE202003)

作者简介: 李泓颖(1998-), 女, 四川达州人, 硕士研究生, 从事岩土工程等相关研究。

通讯作者: 刘晓辉(1977-), 女, 四川成都人, 博士, 副教授, 主要从事水利工程、岩土工程等相关研究。

the peak. With the increase of initial confining pressure and unloading rate, the dominant failure type changes from tensile shear failure to shear failure. The faster the dissipation rate of the post-peak dissipation energy, the more obvious the shear fracture property of the marble, the stronger the brittle failure and the smaller the damage degree. High confining pressure may inhibit the damage accumulation and expansion of the marble, whereas the insufficient expansion of the internal cracks in the marble sample at high unloading rate can cause the damage curve to rise sharply when the failure starts.

Key words: deep-buried marble; triaxial loading and unloading; energy evolution; dissipative energy damage; initial confining pressure; unloading rate

1 研究背景

随着经济建设的发展,地下工程逐渐趋向于深部空间,其埋深已超过 2 000 m,地应力也已达到 100 MPa 量级^[1]。长期处于高地应力作用下的锦屏Ⅱ级大理岩,其内部存储着很高的变形能,在工程建设过程中,若弹性能突然急剧释放,则会引起岩爆,造成经济损失甚至人员伤亡^[2]。因而,有必要对高地应力下岩体可能沿开挖面的能量传递与转化规律进行研究,以进一步揭示岩石破坏的内在机理。

在深部地下工程建设过程中,如地下洞室的开挖、隧道的开挖等,岩体处于加卸载的过程^[3],众多学者对三轴加卸荷能量演化规律进行了深入研究。陈学章等^[4]、刘婕等^[5]、方前程等^[6]通过三轴加卸荷试验发现,卸荷初期弹性应变能主要的能量形式,岩石破坏后弹性能快速释放,耗散能迅速增加而占据主导地位;李杨杨等^[7]、孟庆彬等^[8]分别通过不同加载速率和不同围压下的循环加卸载试验,探讨了岩石变形破坏过程中的能量转化机制;刘鹏飞等^[9]、秦涛等^[10]、张尧等^[11]基于能量平衡理论,得出围压越大,则特征应力越大,且岩样特征点处的弹性能和耗散能也越大,高围压下岩样表现为剪切破坏的结论。同时,针对不同的外部加卸条件,学者们也得出不同的研究结论,丛宇等^[12]基于大理岩三轴加卸荷试验结果,认为随着围压的增加,岩样破坏时释放的能量也增加,卸荷速率越快,则峰值处的总能量转化率越快;Zhao 等^[13]、马振乾等^[14]、Zhang 等^[15]展开了三轴加卸荷试验,研究了峰前应变能转化过程,发现岩样在高围压下的应变能转化率更大,弹性能和耗散能也增加得更快。Huang 等^[16]认为随着卸荷速率的增加,大理岩从剪切破坏逐渐过渡到拉伸破坏,应变能的峰前转化率也呈增加的趋势;马德鹏等^[17]发现卸荷速率越快,则岩样耗散能越小,峰前能量转化速率越低。上述研究均分析了岩石峰前能量的转化规律,但未涉及峰后能量的转化过程,因此本文重点研究岩石的峰前及峰后能量的转化过程,以探明岩石破坏全

过程中的能量转化机制。

能量的耗散与释放是岩体内部产生损伤的原因,探究岩体的损伤演化规律对分析围岩稳定性具有重要的意义^[18]。温韬等^[19]探讨了砂岩在加卸载过程中的能量变化情况,得出卸荷可加速损伤的发展,使岩样束缚减小的结论;朱子涵等^[20]、张民波等^[21]、崔力等^[22]发现无论是加载还是卸载条件下,大理岩的损伤变量始终与围压呈正相关关系;李夕兵等^[23]对大理岩进行了不同卸荷速率的卸载试验,指出卸荷速率越快,则损伤发展愈快,但最终损伤程度愈小。基于此,He 等^[24]建立了基于耗散能的损伤演化模型用来描述岩石在不同围压和应变率下的损伤演化规律。因此,研究能量演化与损伤破坏的关系,能更好地表征岩石内部损伤演化状态,进而为深部地下工程的施工提供理论参考。

综上所述,深部岩石的能量研究对于深入探索岩石的变形破坏过程意义重大。不同的地下工程开挖过程使岩石具有不同的应力路径和不同的变形破坏机理。然而目前对于不同赋存环境下岩石的能量变化鲜有报道。鉴于此,本文利用 MTS 试验系统,对深埋大理岩开展常规三轴加载、不同卸载围压、不同卸荷速率等 3 种不同应力路径下的压缩试验,分别模拟不同赋存深度及开挖速率工况下的岩石破坏过程,深入探究深埋大理岩加卸荷全过程的能量演化特征,有助于进一步揭示岩石在加卸荷路径下的破坏机理,为深部地下工程的理论计算和稳定性分析提供参考。

2 试样制备与试验方案

2.1 试样制备

本次试样为四川省凉山彝族自治州锦屏二级水电站工程辅引 1[#]施工支洞 8[#]孔 2 400 m 埋深的三叠系白云山组灰白色大理岩,实测最大地应力为 113.87 MPa。该试样表面光滑,无明显缺陷,洞室沿线主要岩性为碳酸盐类岩石,包括三叠系中、上统的

大理岩以及灰岩、砂岩和板岩。依据制样标准^[25],将大理岩制备成 $\Phi 50 \text{ mm} \times L100 \text{ mm}$ 的圆柱形标准试样。试样表面保证均匀细密,两端平整且光滑,以避免因不规则表面产生的应力集中;两端面不平行度小于 0.01 mm ,上、下面直径偏差小于 0.02 mm ,轴向偏差控制在 0.25° 以内。

2.2 试验方案

试验依托四川大学重点实验室 MTS815 Flex Test GT 岩石力学试验系统,为模拟不同赋存深度以及不同开挖速率下大理岩的破坏过程,设计以下两种试验方案,每组试验选取 3 个岩样:

(1)三轴加载试验。在静水压力条件下开展 25、50 和 80 MPa 3 种围压下的三轴加载试验,获取深埋大理岩在不同围压下的峰值强度,确定峰值强度的 80% 为大理岩三轴卸围压试验的卸荷应力点。

(2)恒轴压、卸围压试验。分为不同初始围压和不同卸荷速率两种状态,前者预设初始围压值分别为 25、50 和 80 MPa ,卸荷速率为 0.01 MPa/s ;后者预设初始围压值为 50 MPa ,设置 0.01 、 0.1 和 1.0 MPa/s 3 种卸荷速率。按静水压力条件将侧向围压加至预定值;围压稳定后,对试样以恒定位移控制方式进行轴向加载;待轴向压力达到卸荷应力点,保持轴向应力不变,然后以一定的卸荷速率卸围压,直至试样破坏。

3 深埋大理岩能量演化特征

3.1 能量计算原理

假设单位体积下的大理岩为一个封闭系统,总能量 U 为单元体积弹性应变能 U_e 和单元体积耗散能 U_d 之和^[2]。

因此岩样的总能量为:

$$U = U_e + U_d \quad (1)$$

式中: U 为大理岩吸收的总能量, MJ/m^3 ; U_e 为可释放的弹性应变能, MJ/m^3 ; U_d 为用于岩石产生不可逆损伤的耗散能, MJ/m^3 。

三轴加卸荷情况下,静水压力和轴向应力 σ_1 对大理岩做正功,围压 σ_3 对大理岩做负功。大理岩的总应变能 U 为:

$$U = U_1 + 2U_3 + U_0 \quad (2)$$

式中: U_1 为 σ_1 对大理岩做正功转化的岩样轴向应变能, MJ/m^3 ; U_3 为 σ_3 对大理岩做负功所释放的环向应变能, MJ/m^3 ; U_0 为大理岩在静水压力下所吸收的应变能, MJ/m^3 。

U_0 根据弹性力学公式^[10]求得

$$U_0 = \frac{3(1-2\mu)\sigma_3^2}{2E} \quad (3)$$

式中: μ 为泊松比; E 为弹性模量, MPa 。

岩石加载过程中,对应力-应变曲线积分求得 σ_1 对岩样做功转化的岩样应变能 U_1 和 σ_3 对岩样做功释放的应变能 U_3 。

$$\begin{cases} U_1 = \int_0^{\varepsilon_1^t} \sigma_1 d\varepsilon_1 \\ U_3 = \int_0^{\varepsilon_3^t} \sigma_3 d\varepsilon_3 \end{cases} \quad (4)$$

式中: ε_1^t 为 t 时刻轴向应变; ε_3^t 为 t 时刻环向应变。任意时刻的弹性应变能可由下式求得:

$$U_e = \frac{1}{2E} [\sigma_1^2 + 2\sigma_3^2 - 2\mu(2\sigma_1\sigma_3 + \sigma_3^2)] \quad (5)$$

由公式(1)、(2),得到耗散能的计算公式为:

$$U_d = U_1 + 2U_3 + U_0 - U_e \quad (6)$$

3.2 能量演化分析

基于上述能量计算原理得到大理岩不同初始围压(σ_3)及不同卸荷速率(V)下的典型三轴加卸荷过程应力-应变关系及能量演化曲线,分别如图 1、2 所示。

依据卸荷点与峰值点,将图 1、2 中的应力-应变曲线划分为 3 个阶段^[26]:加载阶段(OB 段),卸荷稳定阶段(BC 段),卸荷峰后阶段(C 点之后)。

(1)加载阶段(OB 段):加载初期(OA 段),大理岩的应力较小,应变和各能量均较小,曲线平缓,岩样内基本储存的是可释放的弹性应变能,很少产生内部损伤。加载后期(AB 段),随着应力的增加,大理岩的塑性变形和损伤不断增大,各能量增加的速率很小,岩石内部仍以弹性应变能为主。

(2)卸荷稳定阶段(BC 段):B 点为卸荷点,该阶段大理岩内部大量裂纹快速扩展、贯通,耗散能呈线性趋势迅速增长,轴向应变能和环向应变能也迅速增长;而弹性应变能的生长速率减小,在该阶段耗散能成为大理岩能量的主要形式,其破坏过程即为能量释放和能量耗散的过程。

(3)卸荷峰后阶段(C 点之后):C 点为应力峰值点,应力在达到峰值之后的快速下降过程中,由于残余应力的影响,总应变能继续增加,允许试样继续吸收能量。岩石破坏后,大理岩内部储存的弹性应变能瞬间释放,耗散能继续增大,应力峰值后吸收的能量几乎全部转换为耗散能。

由图 1、2 可知,随着初始围压和卸荷速率的不

断增大,大理岩整个破坏过程的应力-应变与能量变化趋势基本一致。但不同外部条件对岩石峰前及

峰后的各个能量影响各异,因此需要重点对卸荷点及峰值点处的能量进行定量分析。

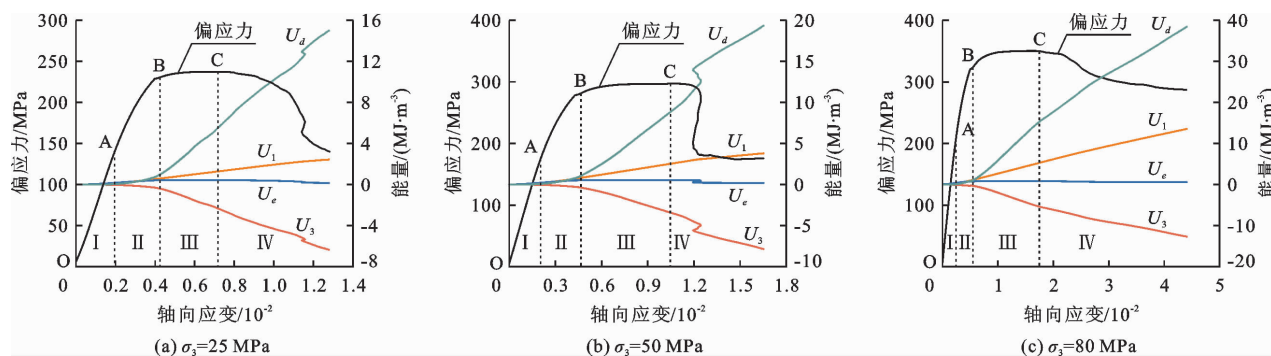


图1 不同初始围压下大理岩三轴加卸荷能量演化曲线(卸荷速率 $V = 0.01$ MPa/s)

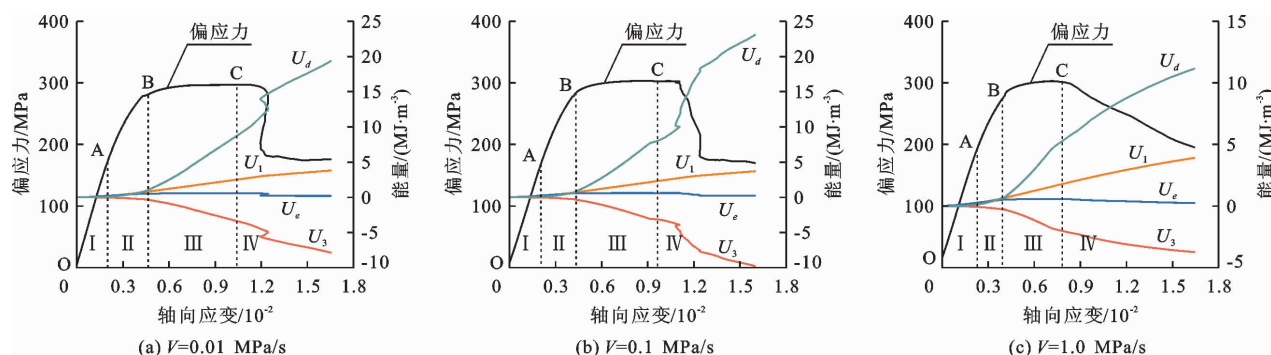


图2 不同卸荷速率下大理岩三轴加卸荷能量演化曲线(围压 $\sigma_3 = 50$ MPa)

表1给出了不同初始围压和卸荷速率下深埋大理岩卸荷点与峰值点的能量值。由表1可知,大理岩样在卸荷点与峰值点处的各个能量指标随着初始围压的增加而逐渐增大。当围压增大到80 MPa时,卸荷点与峰值点的轴向应变能 U_l 分别为25 MPa时的1.86、4.20倍,环向应变能 U_3 分别为1.63、2.49倍,弹性应变能 U_e 分别为1.91、1.92倍,耗散能 U_d 分别为1.03、2.97倍,总能量分别为1.34、2.89倍。可以看出,深埋大理岩的能量值具有明显的围压效应。卸荷点的弹性应变能受影响程度最大,这是因为卸荷阶段以前主要以弹性应变能的累积为主,高围压可以使岩样的线弹性变形维持到更高的偏应力水平,所以能够累积更大的弹性应变能。峰值点的轴向应变能受影响程度最大,其次是耗散能,说明在高围压下,大理岩样裂纹扩展过程中消耗的能量更多^[17]。由表1还可以看出,随着卸荷速率的增大,大理岩样在卸荷点及峰值点处各个能量指标的量值呈减小的趋势。卸荷点和峰值点的耗散能受影响程度较大,说明卸荷速率对大理岩内部裂隙的萌生、扩展具有较大的影响。

3.3 能量转化特征

岩石破坏是能量驱动下的状态失稳现象,而能

量转化是岩石渐进破坏过程的本质特征。因此研究不同初始围压和卸荷速率下岩石的峰前及峰后应变能转化特征能更好地认清岩石的破坏本质。

3.3.1 峰前应变能转化特征 为准确反映出大理岩样在不同初始围压和卸荷速率下峰前卸荷段的能量转化特征,引入了卸荷开始点与应力峰值点之间的能量增量差及能量转化速率^[20]。

$$\Delta U = U_{\text{峰值点}} - U_{\text{卸荷点}} \quad (7)$$

$$V_{\Delta U} = \Delta U / \Delta t \quad (8)$$

式中: ΔU 为应力峰值点与卸荷点之间的能量增量差, MJ/m^3 ; $V_{\Delta U}$ 为峰前应变能的转化速率, $\text{MJ}/(\text{m}^3 \cdot \text{s})$; Δt 为卸荷点开始至峰值应力处的历时, s 。

由上述计算方法得到了大理岩不同初始围压和卸荷速率下的峰前卸荷段能量增量差及能量转化速率,如表2、3所示。

由表2可知,不同初始围压下峰前卸荷过程中弹性应变能 U_e 的储存速率稳定在 $0.001 \text{ kJ}/(\text{m}^3 \cdot \text{s})$,环向应变能 U_3 的消散速率和耗散能 U_d 的耗散速率均随初始围压的增大而增加, U_d 耗散速率大于 U_e 储存速率和 U_3 消散速率。

由表3可知,随着卸荷速率的增大, U_e 储存速率先减小后趋于稳定, U_3 消散速率和 U_d 耗散速率在卸荷速率为 0.1 MPa/s 时最大,分别为 -3.942、9.912 kJ/(m³·s),且在整个卸荷阶段 U_d 耗散速

率 $> U_3$ 消散速率 $> U_e$ 储存速率。表明大理岩在卸荷过程中吸收的能量主要用于扩容和塑性变形,其破坏过程就是能量释放和耗散的过程,而储存下来的弹性应变能较少。

表1 大理岩不同初始围压和卸荷速率下卸荷点和峰值点处的能量值

MJ/m³

特征点	能量类型	初始围压 σ_3 /MPa($V = 0.01$ MPa/s)			卸荷速率 V /(MPa·s ⁻¹)($\sigma_3 = 50$ MPa)		
		25	50	80	0.01	0.1	1.0
卸荷点	U_1	0.526	0.719	0.979	0.719	0.679	0.067
	U_3	-0.202	-0.271	-0.330	-0.271	-0.286	-0.001
	U_e	0.409	0.557	0.780	0.557	0.565	0.045
	U_d	0.727	0.730	0.746	0.730	0.704	0.025
峰值点	U_1	1.148	2.591	4.825	2.591	2.154	0.158
	U_3	-1.949	-3.528	-4.847	-3.528	-3.063	-0.005
	U_e	0.421	0.569	0.808	0.569	0.607	0.053
	U_d	4.631	9.105	13.768	9.105	7.693	0.115

表2 大理岩不同初始围压下峰前卸荷段能量增量差及能量转化速率($V = 0.01$ MPa/s)

初始围压 σ_3 /MPa	峰前能量增量差/(MJ·m ⁻³)			峰前能量转化速率 $V_{\Delta U}$ /(kJ·m ⁻³ ·s ⁻¹)		
	ΔU_3	ΔU_e	ΔU_d	$V_{\Delta U_3}$	$V_{\Delta U_e}$	$V_{\Delta U_d}$
25	1.647	0.012	3.904	-0.920	0.001	2.072
50	3.257	0.012	8.375	-1.731	0.001	4.553
80	4.517	0.028	13.022	-2.400	0.001	6.920

表3 大理岩不同卸荷速率下峰前卸荷段能量增量差及能量转化速率($\sigma_3 = 50$ MPa)

卸荷速率 V / (MPa·s ⁻¹)	峰前能量增量差/(MJ·m ⁻³)			峰前能量转化速率 $V_{\Delta U}$ /(kJ·m ⁻³ ·s ⁻¹)		
	ΔU_3	ΔU_e	ΔU_d	$V_{\Delta U_3}$	$V_{\Delta U_e}$	$V_{\Delta U_d}$
0.01	3.257	0.012	8.375	-1.731	0.001	4.553
0.1	2.777	0.042	6.989	-3.942	0.0001	9.912
1.0	0.004	0.008	0.090	-0.0001	0.0001	0.134

3.3.2 峰后应变能转化特征 为准确反映出大理岩样在不同初始围压和卸荷速率下峰后破裂贯通段的能量转化特征,引入了应力峰值点与应力急剧跌落段终点之间的能量增量差及能量转化速率^[16]。

$$\Delta U' = U_{\text{应力跌落终点}} - U_{\text{峰值点}} \quad (9)$$

$$V'_{\Delta U} = \Delta U' / \Delta t' \quad (10)$$

式中: $\Delta U'$ 为应力峰值点与应力急剧跌落段终点之间的能量增量差, MJ/m³; $V'_{\Delta U}$ 为峰后应变能的转化速率, MJ/(m³·s); $\Delta t'$ 为应力峰值点开始至应力急剧跌落段终点处的历时, s。

由上述计算方法得到了大理岩不同初始围压和卸荷速率下的峰后卸荷段能量增量差及能量转化速率如表4、5所示。

由表4可知,不同初始围压下大理岩峰后应力跌落段的弹性应变能 U_e 的储存速率基本稳定,环向应变能 U_3 的消散速率和耗散能 U_d 的耗散速率均随初始围压的增大而增加,与峰前卸荷段一致。但峰后应力跌落段各应变能的变化速率明显较峰前卸荷段大,其中 U_3 消散速率为峰前卸荷段的2倍左右,表明峰后大理岩环向扩容加剧; U_e 储存速率为峰前卸荷段的数百倍,表明弹性能在峰后快速释放; U_d 耗散速率为峰前卸荷段的2倍左右,表明卸荷条件下大理岩在峰后快速损伤破裂。由表5可知,随着卸荷速率的增大,峰后应力跌落段各应变能及其转化速率均呈增加趋势,当卸荷速率超过0.1 MPa/s后,各应变能转化速率开始增大,变化规律与峰前卸荷段

相反。当卸荷速率为 1.0 MPa/s 时, U_d 耗散速率为峰前卸荷段的 100 多倍,而 U_e 释放速率是峰前卸荷段的数千倍,表明高卸荷速率下弹性应变能的释放速率大幅增加。岩爆往往是由于岩体内部弹性应变能的急剧释放而造成,故高卸荷速率面临岩爆风险的可能性更大。

表 4 大理岩不同初始围压下峰后应力跌落段能量增量差及能量转化速率($V = 0.01$ MPa/s)

初始围压 σ_3/MPa	峰后能量增量差 $\Delta U' / (\text{MJ} \cdot \text{m}^{-3})$			峰后能量转化速率 $V'_{\Delta U} / (\text{kJ} \cdot \text{m}^{-3} \cdot \text{s}^{-1})$		
	$\Delta U'_3$	$\Delta U'_e$	$\Delta U'_d$	$V'_{\Delta U_3}$	$V'_{\Delta U_e}$	$V'_{\Delta U_d}$
25	- 5. 552	- 0. 326	3. 904	- 3. 414	- 0. 201	2. 400
50	- 4. 332	- 0. 345	10. 226	- 3. 546	- 0. 282	8. 367
80	- 7. 844	- 0. 441	24. 665	- 4. 896	- 0. 350	15. 393

表 5 大理岩不同卸荷速率下峰后应力跌落段能量增量差及能量转化速率($\sigma_3 = 50$ MPa)

卸荷速率 $V / (\text{MPa} \cdot \text{s}^{-1})$	峰后能量增量差 $\Delta U' / (\text{MJ} \cdot \text{m}^{-3})$			峰后能量转化速率 $V'_{\Delta U} / (\text{kJ} \cdot \text{m}^{-3} \cdot \text{s}^{-1})$		
	$\Delta U'_3$	$\Delta U'_e$	$\Delta U'_d$	$V'_{\Delta U_3}$	$V'_{\Delta U_e}$	$V'_{\Delta U_d}$
0. 01	- 4. 332	- 0. 345	10. 226	- 3. 546	- 0. 282	8. 367
0. 1	- 6. 719	- 0. 403	15. 384	- 3. 921	- 0. 235	8. 978
1. 0	- 7. 263	- 0. 416	23. 305	- 5. 895	- 0. 313	18. 916

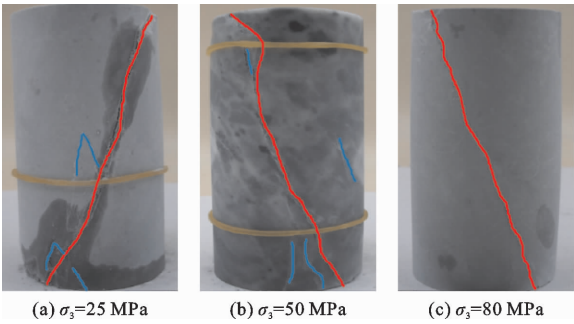


图 3 不同初始围压大理岩试样宏观破裂形态($\sigma_3 = 0.01$ MPa/s)

由图 3、4 可以看出,当初始围压为 25、50 MPa 时,深埋大理岩破坏形式为剪切破坏和少量张拉破坏同时存在,并且具有多个破坏断面(图 3(a)、3(b));当初始围压为 80 MPa 时,大理岩破坏形态具有明显的剪切破坏断面,另外存在极少量的张拉裂纹(图 3(c))。由此可见,随着初始围压的不断增大,岩样由张拉-剪切复合型破坏转变为以剪切破坏为主,由多破坏断面转变为单一破坏断面。在初始围压为 25、50 MPa 时,大理岩破坏体存在相对较多的碎片,但当初始围压进一步增大时,破坏体碎片逐渐减少。这是因为初始围压越大,岩样内部裂纹扩展速度越缓慢,导致大理岩破碎程度越小。当卸荷速率为 0.01 MPa/s 时,大理岩呈现张剪破坏,张拉裂纹较为发育(图 4(a));当卸荷速率为 0.1 和

4 深埋大理岩损伤演化特征

4.1 损伤破裂特征

图 3、4 分别为不同初始围压(σ_3)、卸荷速率(V)下的大理岩试样加卸荷典型破裂形态。其中红色代表剪切裂纹,蓝色代表张拉裂纹。

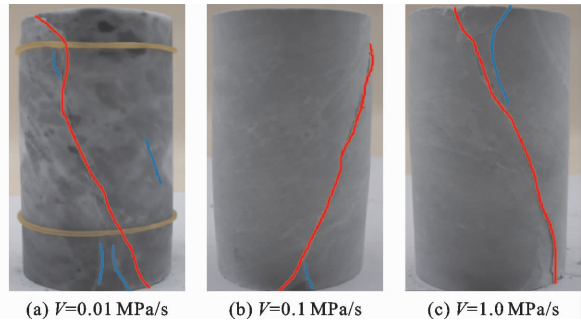


图 4 不同卸荷速率大理岩试样宏观破裂形态($V = 50$ MPa)

1.0 MPa/s 时,大理岩呈剪切破坏,表面裂纹差异不明显,只形成了一条主裂纹,附近少有裂纹发育(图 4(b)、4(c))。卸荷速率较高时,岩样破坏所用时间较短,表面更为光滑,破坏更具突发性。

初始围压和卸荷速率对大理岩的峰后耗散能转化速率影响非常明显。初始围压为 80 MPa 时的耗散能转化速率为初始围压 25 MPa 时的 6.4 倍;卸荷速率为 1 MPa/s 时的耗散能转化速率为卸荷速率 0.01 MPa/s 时的 2.3 倍。表明岩样的破裂与应变能转化速率紧密相关^[27],峰后 U_d 耗散速率越快,则大理岩剪切破裂性质愈明显,脆性破坏越强,破坏程度越小。

4.2 基于耗散能的损伤模型

能量的不断耗散与大理岩内部损伤之间存在密

不可分的联系,采用耗散能来定量分析大理岩渐进变形破坏过程中的损伤演化规律更接近岩石破坏的本质。

Kachanov^[28]将损伤变量 D 定义为:

$$D = \frac{A_d}{A} \quad (11)$$

式中: A 为大理岩的初始断面面积, m^2 ; A_d 为大理岩承载断面微缺陷的全部面积, m^2 。

若大理岩初始无损时整个截面完全破坏时的耗散能为 U_i (MJ), 单位面积破坏时的耗散能为 U_w (MJ/ m^2), 则其断面损伤面积达 A_d 时的耗散能 U_d (MJ) 为:

$$U_d = U_w A_d = \frac{U_i}{A} A_d \quad (12)$$

所以有:

$$D = \frac{U_d}{U_i} \quad (13)$$

按照线性函数转换的方法将损伤临界值进行归一化处理^[29], 然后将损伤变量修正为:

$$D = D_u \frac{U_d}{U_i} \quad (14)$$

式中: D_u 为损伤临界值。

公式(12)中的 U_i 为损伤变量达到 D_u 时对应的耗散能。为了让计算更简便, 定义损伤临界值 D_u 为:

$$D_u = 1 - \frac{\sigma_u}{\sigma_c} \quad (15)$$

式中: σ_u 为大理岩残余强度, MPa; σ_c 为大理岩峰值强度, MPa。

所以损伤变量可表达为:

$$D = \left(1 - \frac{\sigma_u}{\sigma_c}\right) \frac{U_d}{U_i} \quad (16)$$

4.3 损伤演化特征

根据公式(16)得到不同初始围压、卸荷速率下的大

理岩三轴加卸荷过程中的损伤演化曲线, 如图5所示。

将图5中损伤曲线划分为4个阶段: 损伤平静阶段(OA段)、损伤缓慢增长阶段(AB段)、损伤快速增长阶段(BC段)、损伤残余阶段(C点之后), 分别对应图1的应力-应变曲线(以围压50 MPa为例)和图2的应力-应变曲线(以0.01 MPa/s为例)。由图5可知, 不同初始围压和卸荷速率大理岩损伤演化规律基本一致。在损伤平静阶段, 大理岩应变量和塑性变形较小, 内部微裂纹的几何尺寸相对于其他阶段变化很小, 损伤变量近乎为零; 在损伤增长阶段, 岩样内部有少量裂纹萌生、扩展, 损伤变量缓慢增大, 卸围压开始后, 岩样内部大量裂纹迅速扩展、贯通, 并且有尺度较大的新生裂纹出现, 大理岩产生较大的塑性变形, 损伤变量快速增大; 在损伤残余阶段, 大理岩损伤变量继续增大。由图5还可以看出, 在损伤平静阶段, 不同初始围压、卸荷速率的损伤曲线基本重合, 而在损伤增长阶段则表现出了明显的差异性, 轴向应变相同时, 初始围压越大, 则损伤变量越小, 卸荷速率越大, 则损伤变量越大。

将图5中A、B、C特征点的损伤变量列于表6。由表6可以看出, 在相同围压或卸荷速率时, A、B、C 3个特征点的损伤变量依次逐渐增大, 其中A点到B点的损伤变量增量较小, 而B点到C点的损伤变量增量较大。初始围压从25 MPa增加到80 MPa时, 同一特征点的损伤变量均基本呈减小趋势; 随着初始围压的增大, 从A点到C点的损伤变量增量也基本呈减小趋势, 可见深埋大理岩的损伤演化具有明显的围压效应, 高围压可能会抑制岩石的损伤累积扩展。随着卸荷速率的不断加大, 同一特征点的损伤变量逐渐增大, 从A点到C点的损伤变量增量也越大, 即损伤变量增大速率越快。这是因为卸荷速率较高时, 大理岩样内部裂纹扩展不充分而导致其发生破裂时损伤曲线急剧上升。

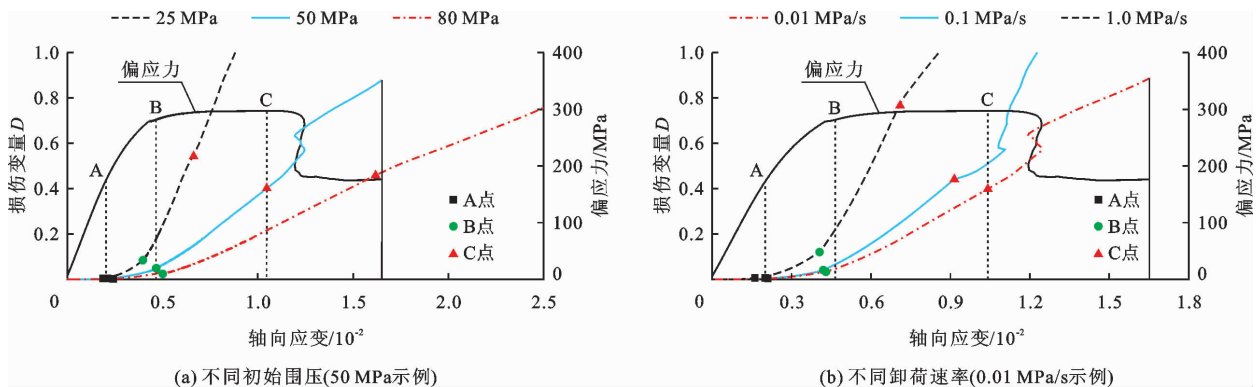


图5 不同初始围压、卸荷速率下大理岩三轴加卸荷损伤演化曲线

表 6 不同初始围压、卸荷速率下大理岩损伤曲线 3 个特征点的损伤变量

特征点	初始围压 σ_3 /MPa ($V=0.01$ MPa/s)			卸荷速率 V /(MPa $\cdot$ s ⁻¹) ($\sigma_3=50$ MPa)		
	25	50	80	0.01	0.1	1.0
A	0.005	0.002	0.002	0.002	0.003	0.005
B	0.086	0.033	0.024	0.033	0.040	0.119
C	0.549	0.414	0.458	0.414	0.440	0.778

基于耗散能得到的损伤变量与岩样的破裂状态有良好的对应关系,能够较好地描述大理岩破坏过程中裂纹的形成、扩展和贯通^[30]。损伤在经历平静期后开始突增的现象可作为大理岩破坏的前兆。通过损伤演化过程分析,可为工程监测和预警提供一定的理论依据。

5 讨 论

由表 6 可以看出,相同初始围压下,随着卸荷速率的增加,大理岩特征点的损伤变量也不断增大。当初始围压为 50 MPa、卸荷速率为 1.0 MPa/s 时,损伤变量达到了 0.778。而在表 3 中,相同条件下峰前能量增量差只有 0.090 MJ/m³。因此,卸荷速率较高时,岩石内部很小的能量转化也会使其产生较大的损伤甚至破坏^[31]。在实际工程中,岩爆等动力灾害的发生与卸荷速率和能量密切相关,由于施工进度(卸荷速率)过快导致安全措施跟进不及时,发生岩爆的可能性会大大增加。因此,深部地下工程开挖一般采用分层分步法以减小动力灾害发生的可能性^[27]。

裴峰等^[31]指出卸荷阶段是岩石破坏过程中的敏感期,重点研究该阶段的能量转化率能够对岩石的破坏过程有更深入的认识。因此前文重点分析了大理岩分别在不同初始围压和卸荷速率下峰前卸荷段和峰后应力跌落段的能量转化规律,但未涉及常规三轴加载条件下的峰前能量转化过程。因此,这里将对对比分析大理岩加卸荷的峰前能量转化特征。图 6 为常规三轴加卸荷过程中大理岩典型能量演化曲线,图 7 为大理岩三轴加载和卸荷条件下峰前应变能转化速率随初始围压的变化曲线。

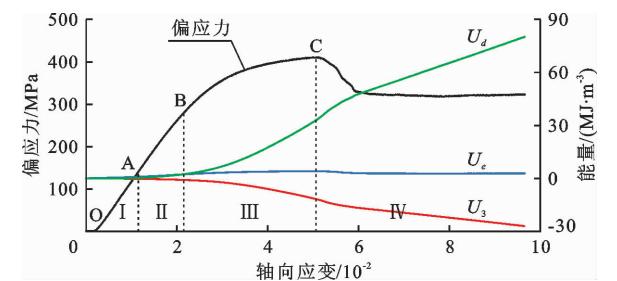


图 6 常规三轴加卸荷大理岩典型能量演化曲线
($\sigma_3=80$ MPa)

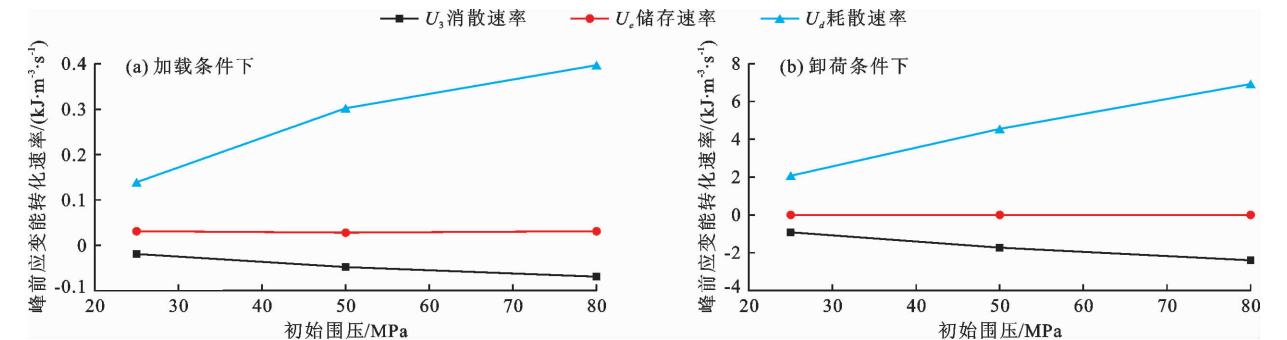


图 7 大理岩三轴加卸荷峰前应变能转化速率随初始围压变化曲线

综合比较图 1、6、7 及表 3 可以发现,加载和卸荷条件下大理岩峰前各能量转化速率随初始围压的变化趋势基本一致。常规三轴压缩至峰值强度点处的能量耗散较卸围压过程大,卸载导致大理岩内部各能量减小,岩样破坏时需要的能量更小,即更容易产生破坏。在较高围压下,常规三轴加载时大理岩的峰前应变能转化速率较卸载时小得多,其中 U_d 耗

散速率可小 10 倍以上,这是因为大理岩峰前强度丧失至峰后破裂面贯通阶段的历时较卸荷条件下的历时长^[27]。

6 结 论

(1)大理岩在不同初始围压、不同卸荷速率下的应力 - 应变曲线和能量演化曲线的变化趋势基本

一致,均分为3个阶段:加载阶段、卸荷稳定阶段、卸荷峰后阶段。卸荷阶段以前主要以弹性能的累积为主,卸荷开始后耗散能成为大理岩能量的主要形式,其破坏过程即为能量释放和耗散的过程。

(2)不同初始围压下峰前卸荷过程中弹性应变能 U_e 的储存速率相同, U_3 消散速率和 U_d 耗散速率均随初始围压的增大而增加;初始围压一定时, U_3 消散速率和 U_d 耗散速率在卸荷速率为 0.1 MPa/s 时最大,且整个卸荷阶段 U_d 耗散速率 $> U_3$ 消散速率 $> U_e$ 储存速率。大理岩的破裂与应变能转化速率密切相关,峰后 U_d 耗散速率越快,则大理岩剪切破裂性质愈明显,脆性破坏越强,破坏程度越小。

(4)深埋大理岩在不同初始围压和卸荷速率下的损伤演化规律具有差异性,主要表现在卸荷阶段。高围压可能会抑制岩石的损伤累积,而卸荷速率较大时,大理岩内部裂纹扩展不充分导致岩样损伤程度急剧增大。

(5)大理岩在加载与卸载条件下的峰前应变能转化速率随初始围压的变化趋势一致,但在较高围压下,常规三轴加载时大理岩的峰前应变能转化速率较卸载时小得多。

参考文献:

- [1] 刘宁,张春生,单治钢,等.岩爆风险下深埋长大隧洞支护设计与工程实践[J].岩石力学与工程学报,2019,38(S1):2934-2943.
- [2] 谢和平,鞠杨,黎立云.基于能量耗散与释放原理的岩石强度与整体破坏准则[J].岩石力学与工程学报,2005,24(17):3003-3010.
- [3] 王学营,岳夏冰,惠冰.轴向循环加载卸载条件下饱和软土变形特性试验研究[J].水资源与水工程学报,2019,30(5):230-235.
- [4] 陈学章,何江达,肖明砾,等.三轴卸荷条件下大理岩扩容与能量特征分析[J].岩土工程学报,2014,36(6):1106-1112.
- [5] 刘婕,张黎明,丛宇,等.真三轴应力路径花岗岩卸荷破坏力学特性研究[J].岩土力学,2021,42(8):2069-2077.
- [6] 方前程,商丽,商拥辉,等.加轴压卸围压条件下岩石的力学特性与能量特征[J].中南大学学报(自然科学版),2016,47(12):4148-4153.
- [7] 李杨杨,张士川,文志杰,等.循环载荷下煤样能量转化与碎块分布特征[J].煤炭学报,2019,44(5):1411-1420.
- [8] 孟庆彬,王从凯,黄炳香,等.三轴循环加卸载条件下岩石能量演化及分配规律[J].岩石力学与工程学报,2020,39(10):2047-2059.
- [9] 刘鹏飞,范俊奇,郭佳奇,等.三轴应力下花岗岩加载破坏的能量演化和损伤特征[J].高压物理学报,2021,35(2):44-53.
- [10] 秦涛,段燕伟,孙洪茹,等.砂岩三轴加载过程中力学特征与能量耗散特征[J].煤炭学报,2020,45(S1):255-262.
- [11] 张尧,李波波,许江,等.基于能量耗散的煤岩三轴受压损伤演化特征研究[J].岩石力学与工程学报,2021,40(8):1614-1627.
- [12] 丛宇,王在泉,郑颖人,等.不同卸荷路径下大理岩破坏过程能量演化规律[J].中南大学学报(自然科学版),2016,47(9):3140-3147.
- [13] ZHAO Guoyan, DAI Bing, DONG Longjun, et al. Energy conversion of rocks in process of unloading confining pressure under different unloading paths[J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2015, 25(5): 1626-1632.
- [14] 马振乾,姜耀东,李彦伟,等.加载速率和围压对煤能量演化影响试验研究[J].岩土工程学报,2016,38(11):2114-2121.
- [15] ZHANG Zhaopeng, XIE Heping, ZHANG Ru, et al. Deformation damage and energy evolution characteristics of coal at different depths[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2019, 52: 1491-1503.
- [16] HUANG Da, LI Yanrong. Conversion of strain energy in triaxial unloading tests on marble[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2014, 66: 160-168.
- [17] 马德鹏,周岩,刘传孝,等.不同卸围压速率下煤样卸荷破坏能量演化特征[J].岩土力学,2019,40(7):2645-2652.
- [18] WANG Hongyu, DYSKIN A, DIGHT P, et al. Review of unloading tests of dynamic rock failure in compression[J]. Engineering Fracture Mechanics, 2020, 225: 106289.
- [19] 温韬,刘佑荣,胡政,等.高应力区砂岩加卸载条件下能量变化规律及损伤分析[J].地质科技情报,2015,34(2):200-206.
- [20] 朱子涵,蔚立元,孟庆彬,等.峰前卸荷损伤大理岩的动静力学特性试验研究[J].岩石力学与工程学报,2019,38(4):747-756.
- [21] 张民波,雷克江,吝曼卿,等.加轴压卸围压下含瓦斯煤岩损伤变形的能量演化机制[J].中国安全生产科学技术,2018,14(4):45-50.
- [22] 崔力,张民波,王金宝,等.不同围压下煤岩损伤变形规律及声发射特征分析[J].中国安全生产科学技术,2019,15(10):18-24.

(下转第206页)

- 统的构建[J]. 安全与环境工程, 2017, 24(5): 115 – 119.
- [16] 许烨霜, 沈水龙, 马磊. 地下构筑物对地下水渗流的阻挡效应[J]. 浙江大学学报(工学版), 2010, 44(10): 1902 – 1906.
- [17] JIAO J J, LEUNG C M, DING Guoping. Changes to the groundwater system, from 1888 to present, in a highly-urbanized coastal area in Hong Kong, China[J]. Hydrogeology Journal, 2008, 16: 1527 – 1539.
- [18] PUJADES E, LOPEZ A, CARRERA J, et al. Barrier effect of underground structures on aquifers[J]. Engineering Geology, 2012, 145 – 146: 41 – 49.
- [19] ESTHER S, HYOUNG – SOO K, KYOOCHUL H, et al. Regional groundwater flow characteristics due to the subway system in Seoul, Korea[J]. Journal of Soil and Groundwater Environment, 2015, 20(3): 41 – 50.
- [20] 熊志涛, 张艺, 文美霞, 等. 武汉地铁三、四号线工程建设对地下水流场的影响分析[J]. 资源环境与工程, 2014, 28(3): 308 – 312.
- [21] 薛雷, 朱国祥, 尉鹏翔, 等. 北京地铁 16 号线对周边环境的影响分析[J]. 工程勘察, 2013, 41(1): 37 – 42.
- [22] 赵瑞, 许模, 张强, 等. 成都地铁 7 号线地下水壅高引起的环境地质问题定量化研究[J]. 城市轨道交通研究, 2016, 19(9): 80 – 86.
- [23] 孙斌. 济南泉域重点地段地铁建设适宜性评价[J]. 山东国土资源, 2015, 31(2): 35 – 39.
- [24] 束龙仓, 王小博, 李虎, 等. 地铁施工对济南白泉泉群流量的影响[J]. 吉林大学学报(地球科学版), 2021, 51(1): 192 – 200.
- [25] 邢立亭, 李常锁, 周娟, 等. 济南泉域岩溶径流通道特征[J]. 科学技术与工程, 2017, 17(17): 57 – 65.
- [26] 王沛, 刘彦涛, 刘岩, 等. 天津地铁车站基坑围护结构变形与支撑内力分析[J]. 城市, 2014, (8): 71 – 75.
- [27] 叶安强, 张洋, 杨士友. 岩溶地区地下工程建设对地下水渗流的影响分析[J]. 西部资源, 2020(6): 102 – 104.
- [28] 冯丽莹, 孙泽秋, 梁晓阳, 等. 基于欧式贴近度的悬挂器坐挂失效模糊物元分析[J]. 数学的实践与认识, 2019, 49(14): 270 – 276.
- [29] 李罡, 王国富, 沈水龙, 等. 深层地铁车站维护结构渗流通道装置及方法: 中国, CN 106759268 A [P]. 2017-05-31.
- [30] 郭远翔, 吴晨浩, 沈雪龙. 广州某办公大楼地下室排水减压设计[J]. 科学技术与工程, 2020, 20(7): 2845 – 2850.

(上接第 198 页)

- [23] 李夕兵, 陈正红, 曹文卓, 等. 不同卸荷速率下大理岩破裂时效特性与机理研究[J]. 岩土工程学报, 2017, 39(9): 1565 – 1574.
- [24] HE Mingming, HUANG Bingqian, ZHU Caihui, et al. Energy dissipation-based method for fatigue life prediction of rock salt[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2018, 51: 1447 – 1455.
- [25] ULUSAY R. The ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring: 2007 – 2014 [M]. Switzerland: Springer, 2015.
- [26] 郑晓娟, 王云飞, 隋智力. 加卸载应力路径对砂岩能量演化机制的影响[J]. 硅酸盐通报, 2020, 39(9): 2937 – 2943.
- [27] 黄达, 谭清, 黄润秋. 高应力强卸荷条件下大理岩损伤破裂的应变能转化过程机制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(12): 2483 – 2493.
- [28] KACHANOV L M. Rupture time under creep conditions [J]. International Journal of Fracture, 1999, 97: 11 – 18.
- [29] 陈鹏, 李楠, 房柳林, 等. 砂岩真三轴分级加载声发射特性与损伤演化研究[J/OL]. 金属矿山. (2022-01-28) [2022-09-22]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/34.1055.TD.20220127.1453.002.html>
- [30] 李景龙, 朱子涵, 蔚立元, 等. 大理岩峰前卸荷损伤表征及再承载破坏耗能特征[J]. 岩石力学与工程学报, 2020, 39(12): 2429 – 2438.
- [31] 裴峰, 张军工, 马庆福, 等. 卸荷条件下岩石破坏能量演化试验研究进展[J]. 金属矿山, 2017(5): 1 – 6.