真三轴加卸载岩体各向异性及能量演化机制

许文松[1,2,3],赵光明[1,2],孟祥瑞[1,2],刘之喜[1,2],刘崇岩[1,2],戚敏杰[1,2]

(1. 安徽理工大学 深部煤矿采动响应与灾害防控国家重点实验室, 安徽 淮南 232001; 2. 安徽理工大学 安全科学与工程学院, 安徽 淮南 232001; 3. 中国矿业大学 (北京) 地球科学与测绘工程学院, 北京 100083)

摘　要: 地下工程开挖过程中围岩处于极其复杂的应力环境中，尤其是在其各向异性的影响下，动力灾害的发生存在隐蔽性。采用真三轴卸荷扰动岩石测试系统对砂岩进行不同主应力方向加卸载试验，研究真三轴不同主应力加卸载条件下高应力岩体力学特性与破坏特征，分析不同主应力加卸载岩体次生各向异性及能量演化机制。结果表明：① 在岩体次生各向异性影响下，σ_1(第一主应力) 进行循环加卸载过程中，ε_2(第二主应变) 和ε_3(第三主应变) 呈现相反变化，ε_V(体积应变) 先压缩再膨胀，最终表现出膨胀的宏观现象；② 高围压岩体σ_3(第三主应力) 卸载时，ε_1产生压缩，ε_2和ε_3产生膨胀变形，ε_2变化量小于ε_3，卸荷方向变形由线弹性状态转变为弹−塑非线性；③ σ_1和σ_3卸载岩体积聚的能量差异较大，σ_1卸载是一个能量释放的过程，σ_3卸载是一个能量积聚的过程，卸荷方向的能量变化特征决定了其余 2 个诱发方向的能量积聚、释放规律，σ_3卸载岩体的极限储存能量降低，且σ_2(第二主应力) 卸荷时随着σ_1的增大加快了岩石的破坏，表明岩体卸载比加载更容易破坏；④ σ_3卸荷速度越快，破坏时所释放的能量增加、耗散能降低，卸荷方向岩体能量密度和总积聚能量密度减小。动力事故发生的主要原因是岩体内部能量的积聚释放，岩体次生各向异性对岩体自身极限储存能存在很大影响，研究真三维加卸载次生应力对岩石极限储存能的影响特征为冲击地压防止提供了参考。

关键词: 真三轴加卸载; 各向异性; 能量积聚; 释放应变能

中图分类号: TD324　　**文献标志码:** A　　**文章编号:** 0253−9993(2023)04−1502−14

Anisotropy and energy evolution mechanism of rock mass under true triaxial loading-unloading

XU Wensong[1,2,3], ZHAO Guangming[1,2], MENG Xiangrui[1,2], LIU Zhixi[1,2], LIU Chongyan[1,2], QI Minjie[1,2]

(1.*Laboratory of Mining Response and Disaster Prevention and Control in Deep Coal Mines*, *Anhui University of Science and Technology*, *Huainan* 232001, *China*; 2.*School of Safety Science and Engineering*, *Anhui University of Science and Technology*, *Huainan* 232001, *China*; 3.*School of Earth Sciences and Geomatics Engineering*, *China University of Mining and Technology-Beijing*, *Beijing* 100083, *China*)

Abstract: In the process of underground excavation, the surrounding rock is in a very complex stress environment, especially under the influence of its anisotropy, the occurrence of dynamic disaster is hidden. In this paper, the loading and unloading tests of sandstone in different principal stress directions were carried out by using the true triaxial unloading disturbed rock test system. The mechanical properties and failure characteristics of true triaxial under different principal stresses were studied, the energy evolution mechanism in other directions induced by loading and unloading of different

收稿日期: 2022−05−04　　**修回日期:** 2022−08−23　　**责任编辑:** 钱小静　　**DOI:** 10.13225/j.cnki.jccs.2022.0766

基金项目: 国家自然科学基金资助项目 (52004006, 51974009); 安徽省科技重大专项、安徽省“省特支计划”的领军人才资助项目 (T000508)

作者简介: 许文松 (1986—), 男, 河南焦作人, 副教授, 硕士生导师。E-mail: 359879021@qq.com

通讯作者: 赵光明 (1976—), 男, 安徽桐城人, 教授, 博士生导师。E-mail: 13955471006@163.com

引用格式: 许文松, 赵光明, 孟祥瑞, 等. 真三轴加卸载岩体各向异性及能量演化机制[J]. 煤炭学报, 2023, 48(4): 1502−1515.

XU Wensong, ZHAO Guangming, MENG Xiangrui, et al. Anisotropy and energy evolution mechanism of rock mass under true triaxial loading-unloading[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(4): 1502−1515.

移动阅读

principal stresses was analyzed. Results showed that under the influence of rock mass secondary stress anisotropy, during the cyclic loading and unloading process of the first principal stress, the strain in other directions shows opposite deformation. The volumetric strain compresses first and then expands, and the final volumetric strain shows a macroscopic phenomenon of expansion. When the third principal stress of high confining pressure rock mass is unloaded, the first principal stress produces a compression deformation, while the second and third principal stresses produce an expansion deformation. The deformation of the second principal stress is less than that of the third principal stress, and the deformation in unloading direction changes from linear elastic state to elastic-plastic nonlinear state. The accumulated energy of rock mass is a great difference between the first principal stress unloading and the third principal stress unloading. The energy variation characteristics of unloading in the dominant direction determine the energy accumulation and release law in the other two induced directions. The limit stored energy of the third principal stress unloading rock decreases, and the second principal stress accelerates the rock failure with the increase of the first principal stress, which verifies that the rock is easier to be destroyed by unloading than by loading. The higher the unloading rate of the third principal stress, the higher the energy released and the lower the dissipated energy, and the lower the energy density and total accumulated energy density in the unloading direction of rock mass. The main cause of dynamic accidents is the accumulation and release of energy in rock mass. The secondary anisotropy of rock mass has a great influence on the ultimate stored energy of rock mass. The study on the influence characteristics of three-dimensional loading and unloading secondary stress on the ultimate stored energy of rock mass provides a reference for preventing rock burst.

Key words: true triaxial loading and unloading; anisotropy; energy accumulation; release strain energy

地下工程开挖是一个复杂的加卸载过程, 卸荷条件下岩石的力学特性与加载条件下存在很大差异, 尤其在高应力作用下, 岩体本质属性和开挖衍生的卸荷扰动附加属性形成的叠加效应, 使高应力岩体的组织结构、基本行为特征和工程响应均发生根本变化, 造成深部开采中动力灾变事故出现多发性和突发性。

各向异性是岩体的重要性质, 根据各向异性产生的原因和表现的不同, 主要分为原生各向异性和次生各向异性 (固有各向异性和应力诱导各向异性)[1]。原生各向异性是指岩体在沉积过程中, 不同方向的矿物颗粒因排列不同所引起的力学特性和参数存在差异; 次生各向异性是指随着岩体材料应力状态的变化, 不同应力方向上的变形特征有所不同。在各向异性方面国内外专家在各向异性方面进行了诸多研究, 研究表明, 岩体内部存在的层理、节理、裂隙等结构面导致了其具有明显的各向异性[2], 结构面会破坏岩体的完整性, 对其力学特性产生重大的影响[3], 在外载荷作用下, 岩体的破坏可能沿着这些不连续面进行扩展[4], 从而降低岩体强度。因此, 研究采动裂隙诱发地层各向异性对矿山灾害防治及环境保护至关重要[5]。DAN 等[6] 对砂岩、片麻岩、板岩进行巴西劈裂试验, 研究层理倾角、加载方向角对抗拉强度和破坏模式的影响; ABBASS 等[7] 研究发现, 岩体内部层理角度越大, 其抗拉强度和破坏耗散能越低; 但大多数的分析主要集中在原生各向异性方面, 在次生各向异性方面的研究还需要继续深入开展。在第一主应力加卸载方面大多数研究是借助$\sigma_2=\sigma_3$的三轴实验, 分析循环加卸载过程岩体的损伤特征[8-10]; 在第三主应力卸载研究方面任建喜等[11] 通过岩石全过程卸荷 CT 试验, 发现卸荷岩体比加载岩体更容易破坏, 且具有突发的特性; 陈景涛和冯夏庭[12] 获得了卸荷破坏比加载破坏更加剧烈, 并且破坏主要向卸荷面扩展, 同时发生拉伸−劈裂−剪切破坏的阶段性复合破坏; 哈秋舲等[13] 针对三峡工程永久船闸陡高边坡开展了研究, 提出了各向异性卸荷岩体力学理论及其新概念; 李建林等[14] 分析了节理开挖卸荷岩体的各向异性, 发现岩体自身强度和节理面强度是影响节理岩体力学特性的主要因素; 在真三轴加卸载方面, FENG[15]、宫伟力[16]、李夕兵[17] 和 SU[18] 等做了大量的研究, 但在真三轴条件下, 不同主应力方向加卸载诱导其他方向主应力方向的变化特征还需要进一步研究, 从而揭示最小主应力卸荷相邻岩体对其影响破坏机理。

岩体在不同地应力和不同工程扰动类型作用下表现出极其复杂的力学特性。在局部高应力作用下, 使岩体发生损伤, 但仍然呈现出高强度未发生整体破坏的状态, 已有的强度理论和破坏准则无法很好地分析这种复杂的破坏特征[14]。近几年, 国内外学者希望通过研究岩体加卸载过程中能量积聚、耗散和释放能量守恒, 分析其破坏全过程的能量变化、强度特性和损伤破坏特征之间的联系, 揭示岩体不同主应力卸荷条件下岩体破坏的机理。左建平和宋洪强[19] 考虑了煤岩体的力学特性与能量积聚性质的差异, 表征了煤岩系统失稳过程中储存弹性能的释放速率; 吴拥政等[20] 利用改进的分离式霍普金森压杆 (SHPB) 装置,

探究了动静载叠加作用下冲击失稳破坏机制; 刘之喜等[21] 进行了单轴循环加卸载、分级蠕变及蠕变后的循环加卸载试验, 提出了研究岩体蠕变条件下岩体能量变化的新方法; 来兴平等[22] 研究了不同含水状态煤岩样单轴压缩全过程, 分析煤岩样损伤演化过程能量释放规律; 谭云亮等[23] 研究了“煤体”自身能量释放型和“煤体+顶底板”共同能量释放型 2 类煤巷帮部失稳诱冲机理; 众多研究成果对巷道稳定性控制起到积极意义, 而对于真三维应力状态, 不同加卸载条件下岩体各向异性强度、能量演化机制的研究并不多见; 在实际工程中, 岩体所处的应力状态多数为三向六面受力的情况, 当一个主应力发生改变势必对其余 2 个主应力产生影响, 因此研究真三维条件下不同方向加卸载时岩体的各向异性及能量演化规律, 对巷道围岩稳定性的预测和控制起着重要的作用。

笔者采用真三轴卸荷扰动岩石测试系统, 研究不同加卸路径下岩体的次生各向异性及能量演化规律, 分析高应力岩体不同主应力加卸载条件下应力−应变演化规律和岩体破坏特征, 考虑第二主应力的影响, 探讨最大主应力加卸载和最小主应力加卸载的差异性, 阐明最小主应力不同卸荷速率的影响机理, 揭示不同主导方向 (应力−应变状态发生改变的方向) 加卸载诱导其余方向的能量演化机制, 研究结果对深部岩体开挖卸荷诱发的矿井灾害预防和控制具有重要的指导意义。

1 开挖卸荷巷道围岩能量演化机理

深埋巷道在开挖前, 岩体在原始三维应力作用下处于平衡状态。巷道开挖后的围岩产生临空面, 打破岩体原始应力平衡, 围岩表面瞬时回弹, 产生“卸载”效应, 致使巷道附件围岩应力重新分布, 其切向应力表现为加载、径向表现为卸载的现象; 随着切向加载相互挤压的加剧形成应力集中, 不断产生局部和大面积损伤, 使巷道表面附近围岩承载能力降低, 破碎区逐渐向深部转移; 在开挖面向深部分为 3 个区域: 松动 1 区——破裂区 (完全丧失承载能力)、松动 2 区——应力软化区 (具有一定承载能力)、塑性区 (图 1)[24], 其破坏问题与连续加载情况下的破坏机理不同, 岩体在不同区域应力状态处于近似单向受力、双向受力、三向受力一侧减小、三向受力 4 种情况; 由能量守恒定律可知, 不同应力状态下岩体的极限储存应变能是不同的, 在相同压力条件下, 4 种受力状态的岩体极限储存应变能呈递增的趋势; 当岩体的积聚能大于自身极限储存应变能时, 多余的能量将用于耗散和释放、转移, 造成巷道附件围岩产生损伤、塑性变形或者破坏, 越靠近巷道表面极限储存应变能越小, 围岩变形的能力变差, 同时在巷道围岩深部产生大量的能量积聚, 使巷道在仅仅锚网索支护稳定后仍有发生破坏的潜在可能。

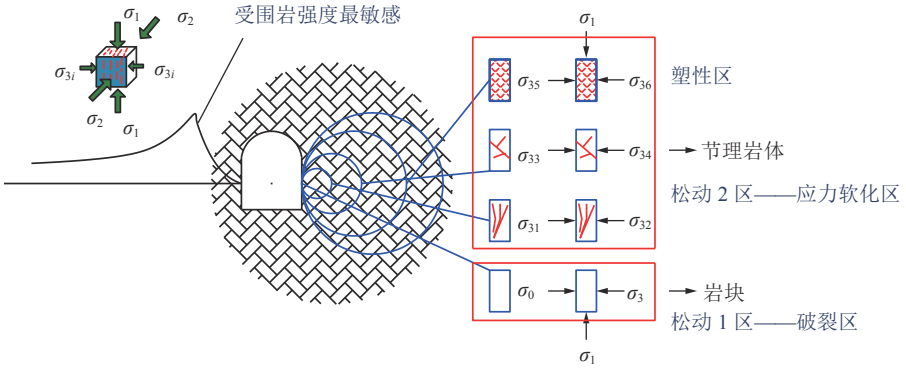


图 1 巷道开挖围岩加卸载破坏特征

Fig.1 Failure characteristics of surrounding rock during loading and unloading during roadway excavation

2 试 验

2.1 试验设备

真三轴扰动卸荷岩石测试系统 (图 2) 可进行 3 个轴向独立加、卸载实验, 2 个方向 (*Z*、*Y*) 最大可施加 5 000 kN 载荷, 1 个方向 (*X*) 最大施加 3 000 kN 载荷。独特的相互独立控制系统, 允许在 *X*、*Y*、*Z* 三个方向独立进行不同位移和应力速率加卸载, 恒位移速率保持和恒应力保持等, 从而模拟真实岩体在不同加卸载过程中应力变化。

采用自主研发的真三轴卸荷扰动卸荷岩石测试系统模拟真三轴三向六面受力状态下, 开展最大主应力和最小主应力加卸载试验, 试件采用完整性和均匀性较好的砂岩, 尺寸为 100 mm×100 mm×100 mm; 同时配套软岛 DS5 声发射监测系统, 监测试验过程岩石材料微观损伤特征。

2.2 试验方案设计

地下工程的开挖导致地应力向开挖面释放, 由于

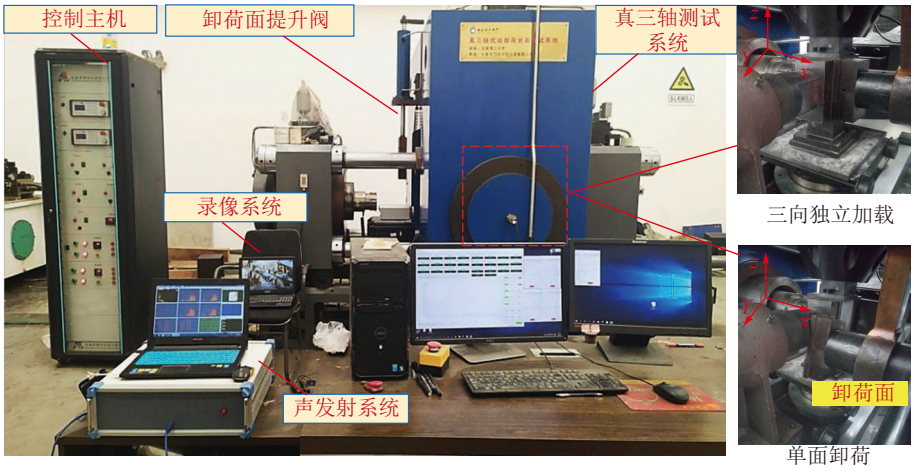


图 2　真三轴扰动卸荷岩石测试系统

Fig.2　True triaxial disturbance unloading rock test system

岩体本身具有承载能力, 从而导致应力集中。当应力集中产生局部高应力超过岩体本身的强度, 岩体将向开挖面变形从而产生破坏, 并随着时间的推移逐渐向深部延伸。由开挖面向深部分为 3 个区域: 破坏区(完全丧失承载能力)、软化区 (具有一定承载能力)、弹性区 (具有本身承载能力), 软化区岩体承载特性是巷道围岩稳定主要控制指标。因此, 分析岩体破坏值 90%、85%、80%(软化区) 的力学特性对巷道稳定性有重要的作用。为了分析不同围压最大主应力和最小主应力加卸载岩体的各向异性及能量演化规律, 采用砂岩试样 (密度为 2 487 kg/m^3, 弹性模量为 19.3 GPa, 黏聚力为 0.123 MPa, 内摩擦角为 40°) 设计 4 个实验方案, 如图 3 所示, 试验方案的初始围压等参数见表 1。

根据力学实验国家标准, 本文在加载初始地应力

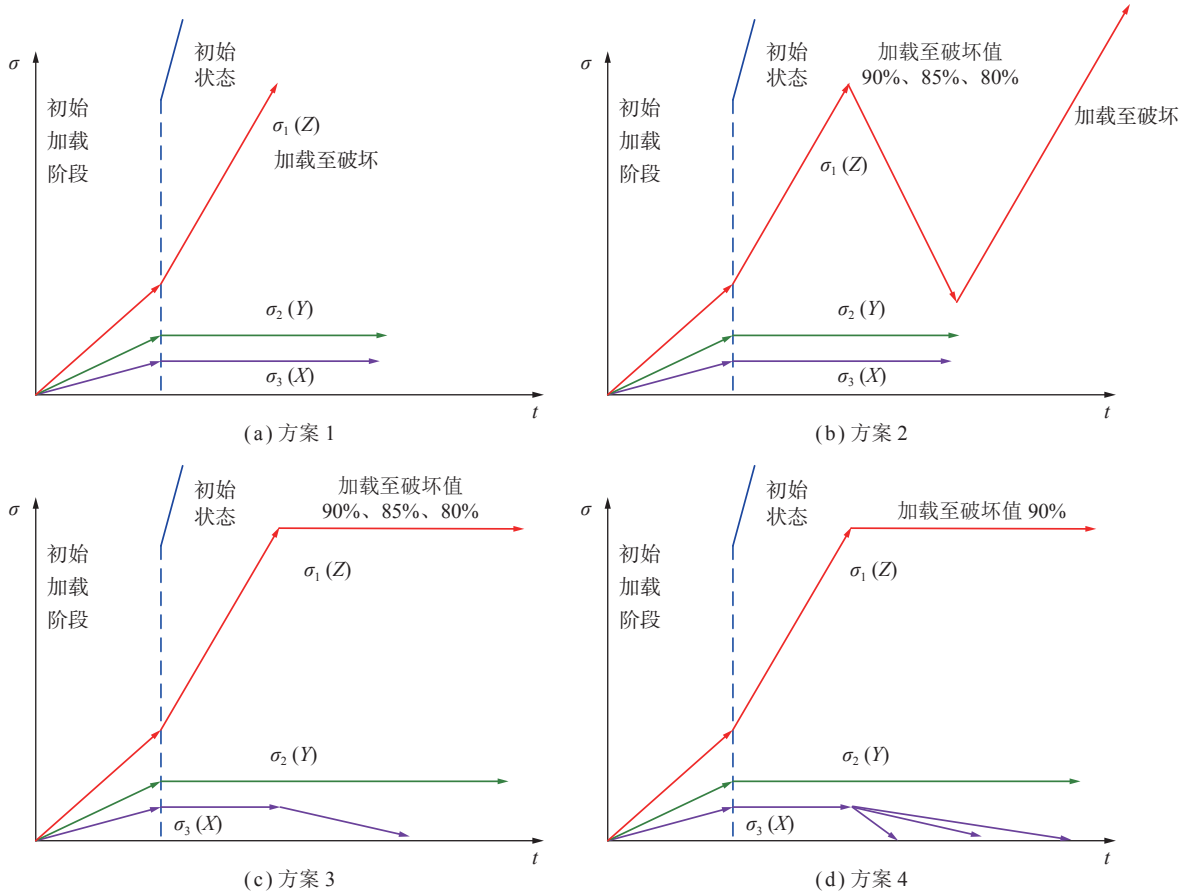


图 3　不同加卸载试验路径

Fig.3　Step loading and unloading test path

表 1 试验方案参数

Table 1 Parameters of the test program

岩石编号	初始围压/MPa			σ_1加载/MPa	σ_1卸载/MPa	σ_3卸载/MPa	加载速率/(mm·min^{-1})	卸载速率/(mm·min^{-1})
	σ_1	σ_2	σ_3					
1号	30	10	5	至破坏			0.1	
2号	30	10	5	破坏值90%	30		0.1	0.1
3号	30	10	5	破坏值85%	30		0.1	0.1
4号	30	10	5	破坏值80%	30		0.1	0.1
5号	30	10	5	破坏值90%		至破坏	0.1	0.1
6号	30	10	5	破坏值85%		至破坏	0.1	0.1
7号	30	10	5	破坏值80%		至破坏	0.1	0.1
8号	30	10	5	破坏值90%		至破坏	0.1	0.5
9号	30	10	5	破坏值90%		至破坏	0.1	1.0

采用恒应力加载速度加载,随后采用恒位移速度进行加、卸载。

方案 1。首先,采用恒力速率加载 3 个方向的应力同时达到初始围压,模拟地下工程围岩的初始应力状态,然后采用恒位移速率 0.1 mm/min 加载最大主应力直至破坏。

方案 2。首先,加载至初始应力状态 (与方案 1 相同),随后加载最大主应力至 1 号试件峰值破坏值的 90%、85%、80%,然后卸载最大主应力至初始应力,最后再加载最大主应力直至破坏,加卸载过程恒位移速率为 0.1 mm/min。

方案 3。首先,加载至初始应力状态 (与方案 1 相同),随后加载最大主应力至 1 号试件峰值破坏值的 90%、85%、80%,然后卸载最小主应力至试件破坏,加卸载过程恒位移速率为 0.1 mm/min。

方案 4。首先,加载至初始应力状态 (与方案 1 相同),随后采用恒位移速率 0.1 mm/min 加载最大主应力至 1 号试件峰值强度的 90%,然后分别以 0.1、0.5、1.0 mm/min 的速率卸载最小主应力至试件破坏。

3 真三轴加卸载岩体各向异性分析

由于岩体的各向异性,随着主应力状态的变化,不同方向上的强度、变形等自身本质属性存在差异性。尤其是σ_1的加卸载对σ_2和σ_3的影响,σ_3的加卸载对σ_1和σ_2的影响存在较大差异。

3.1 最大主应力加卸载应力−应变分析

为了更好的分析不同σ_1加卸载过程对σ_2和σ_3的影响,分别进行全围压压缩试验、同围压破坏值的 90%、85%、80% 循环加卸载实验,研究不同σ_1条件下,σ_2和σ_3方向应力−应变的响应特征,图 4 为不同加卸载条件下试样的应力−应变关系曲线 (应变以压缩为正,膨胀为负),其中ε_1、ε_2、ε_3及ε_V分别为第一、二、三主应力方向的应变和体积应变。

由图 4 可以看出:在真三轴压缩条件下,当试样第一、二、三主应力分别为 30、10、5 MPa 时,进行第一主应力持续加载峰值破坏强度为 111.9 MPa。随着σ_1的增大,在σ_1方向岩体产生压缩变形,σ_2和σ_3方向则处于膨胀状态,ε_2变化量小于ε_3。应力−应变曲线可以划分为如下 5 个阶段:裂纹闭合、线弹性变形、裂纹起裂和稳定发展、裂纹加速损伤和不稳定扩展、峰后破坏阶段,损伤扩容应力作为耗散能急剧增加的转折点,宏观上表现为ε_V由压缩为主转变为膨胀,之后试件损伤逐步累积,形成不可逆的损伤。

当第一主应力分别加载σ_1至 1 号试件峰值破坏值的 90%、85%、80% 后,再卸载σ_1到初始围压,试样上循环加载曲线斜率大于ε_V下循环二次加载曲线斜率,应力−应变曲线出现明显回滞环;ε_1和ε_2、ε_3的扩展处于相反方向,体积应变ε_V经历了先压缩再膨胀的过程,且最终体积应变表现出膨胀的宏观现象,形成不可逆的损伤;且σ_1越大,卸载产生的损伤越大,由此可以看出:在岩体各向异性的影响下,第一主应力降低,其余方向的应变进入压缩状态,有利于岩体的稳定。

在真三轴加载条件下,岩石在达到屈服强度极限之后,经历一段非线性塑性硬化过程直至峰值强度极限;在此阶段,岩石自身强度随应变的增大而逐渐提高,即为岩石塑性硬化现象;在第一主应力循环加卸载时,随着第一主应力的减小,岩石很大变形甚至有局部破坏现象,形成的碎屑可能脱落,或者充填到附近的裂纹中,裂纹间充填的碎屑增加了摩擦,提高了岩石的承载力[9]。破坏值的 80% 循环加卸载后,峰值抗压强度增加了 2 MPa,岩体产生硬化现象,在 90%、85% 循环加卸载,抗压强度降低了 6 MPa;这是由于

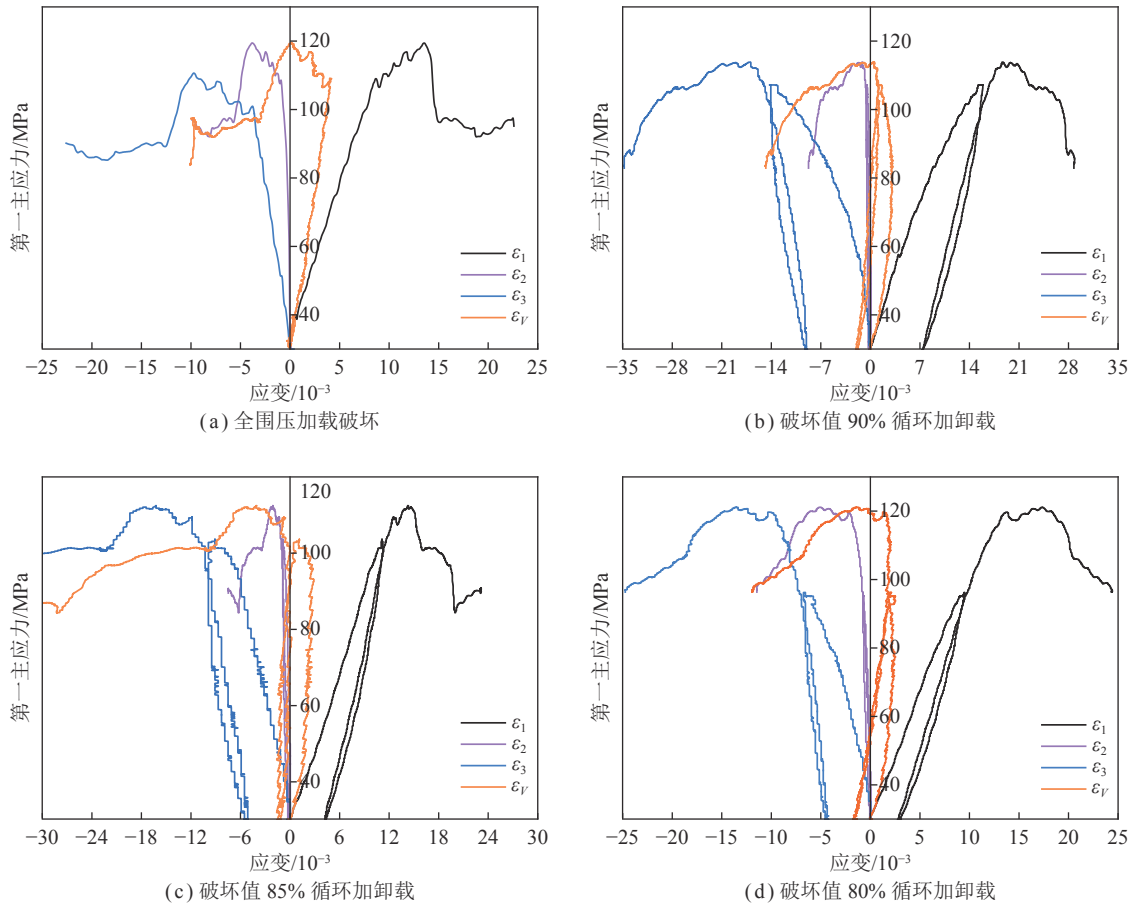


图 4　循环加卸载应力−应变曲线

Fig.4　Cyclic loading and unloading stress-strain curves

岩体达到塑性区范围内后进行卸载, 岩体产生了不可逆的损伤, 能量出现了耗散。因此可以得到岩体在进入塑性阶段后循环加卸载是一个应力软化的过程, 岩体在弹性区域循环加卸载是一个应力硬化的过程。

3.2　最小主应力卸载应力−应变分析

在巷道开挖过程中, 巷道围岩切向应力处于加载状态, 径向应力处于卸载状态, 沿巷道走向方向的应力不发生变化。因此, 在保持第二主应力不变的高应力条件下, 分析第三主应力卸载诱发其他方向变形特征对巷道围岩稳定控制起到至关重要作用。

当第一主应力分别加载至破坏值的 90%、85%、80% 时卸载第三主应力, 岩体处于塑性变形阶段, 因此试验中第三主应力卸荷采用恒位移速率卸荷。通过图 5 可以看出: 在第三主应力卸载过程, 第二主应力方向呈现膨胀状态, 第一主应力处于压缩状态。当第一主应力加载至破坏值的 90% 时, 由于岩体内部储存了大量的能量, 卸载第三主应力致使围压降低, 第二主应力方向呈现出线弹性应力释放状态, 第一主应变急速直线上升, 内部裂隙迅速发展, 从而发生剧烈的破坏; 当第一主应力加载至破坏值的 85%、80% 时, 卸载第三主应力呈现出弹−塑非线性应力释放, 第 1 个阶段处于稳步上升 (裂纹起裂和稳定发展), 达到一定值时上升速度加快 (裂纹加速损伤和不稳定扩展) 直至破坏。在最小主应力卸荷试验中, 随着卸荷时的第一主应力的减小, 岩体自身存储的积聚能减小。第三主应力卸荷过程中, 弹性能释放速率减小, 耗散能速率增加, 因此, 岩体发生破坏时第三主应力方向应变增大, 破坏临界应力减小。由此可以看出, 高围压岩体第三主应力卸荷, 更容易发生破坏, 随着岩体能量积聚的减小, 卸荷方向变形由线弹性状态转变为弹−塑非线性状态。在实际工程中, 当开挖临空面开始变形较小时, 巷道处于稳定阶段, 当变形较大时, 巷道内部将产生内部将产生极大的应变能, 这也是发生冲击地压的原因。

卸载σ_1与卸载σ_3试验存在较大的差异: 第一主应力卸荷岩体在第一主应力方向呈现膨胀状态, 在第二、三主应力方向处于压缩状态, 总能量是一个减小的过程, 有利于保持围岩的稳定性, 说明了通过切顶卸压留巷[25-26]、深孔预裂爆破[27] 等措施减小第一主应力值, 从而有效保证围岩的稳定性。而第三主应力卸荷

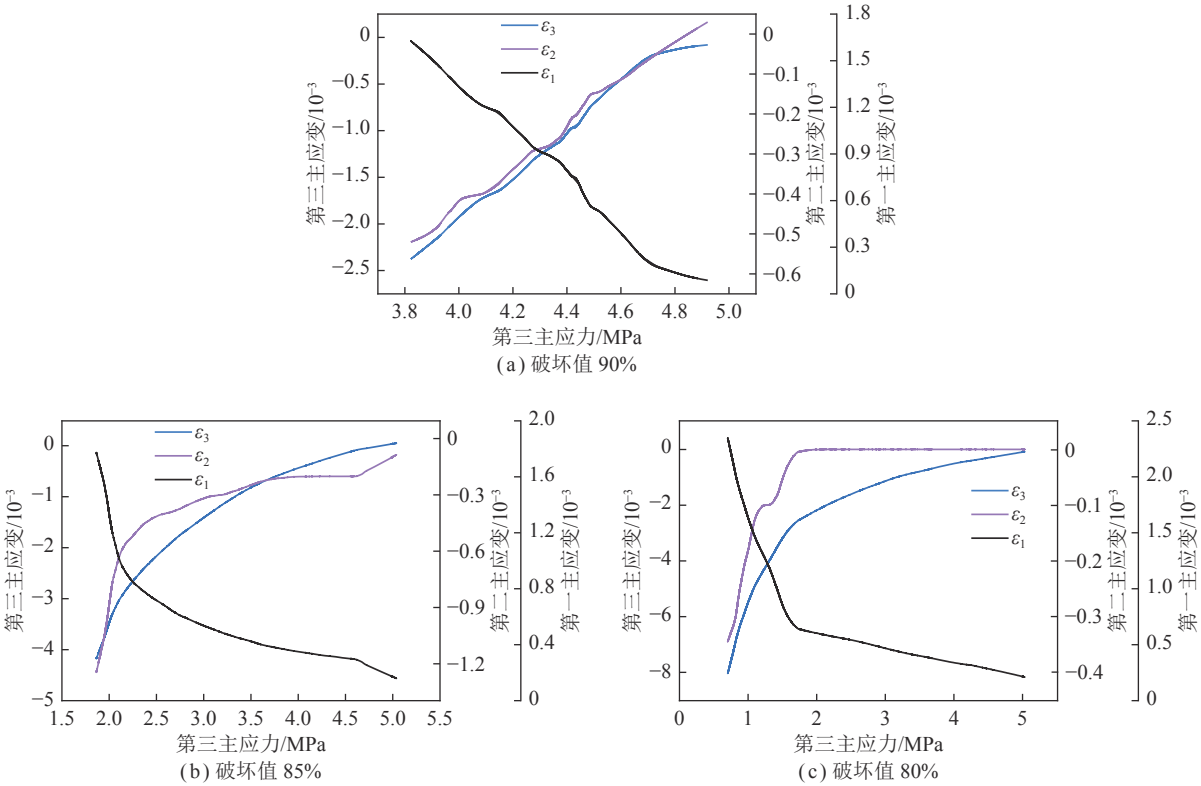


图 5 分级加卸载应力−应变曲线

Fig.5 Stress-strain curves for graded loading and unloading

岩体在第一主应力方向呈现加载状态，在第二、三主应力方向处于卸载状态，总能量是一个增加的过程，围压减小致使破坏值减小，发生剧烈破坏，因此通过控制围岩的变形减小围岩的能量积聚，从而提高围岩的极限储存能，增强围岩的承载能力。

3.3 不同加卸载路径破坏特征

裂纹萌生和裂隙扩展伴随着能量的积累与耗散，不同加卸载路径下岩体的储存能与释放能量迥异，从而致使试样的破坏方式和破坏形态不同[28-30]，结合宏观破坏形态和声发射参数分析岩石破坏机理，如图 6、7 所示 (其中，σ_c为破坏值)。

在第一主应力加卸载过程中，岩样的破坏表现为张−剪复合破坏模式，宏观主破裂面两侧局部伴生有剪切破裂面，同时在剪切带附近轴向张裂纹发育密集，这些裂缝形态从侧面反映出岩样破坏所需能量的差异。在第一主应力分别加载至破坏值的 90%、85%、80% 后卸载的过程中，微裂隙已经产生，为颗粒间的摩擦提供了空间，无论是加载阶段还是卸载阶段，AE 能量幅值明显增大；由于岩石试件内部存在微裂隙，并非完全的弹性体，循环加卸载过程中微裂隙活动对试件造成一定的损伤，当卸载至初始围压再进行加载时，微裂隙开始扩展联通，裂纹的扩展需要能量做功，在裂纹的扩展中，裂纹尖端逐渐蓄能，达到储能极限后便形成张开裂缝；即能量演化受尖端裂纹吸收集聚应变能和裂纹张开释放耗散能共同决定，使得试件内部结构发生根本性的改变。从岩样的宏观破裂形态、内部裂纹产状与岩样破坏所需能量可知，这 3 者间形成了良好的对应关系，从侧面反映了第一主应力加卸载过程中破坏能量和破裂特征的各向异性。

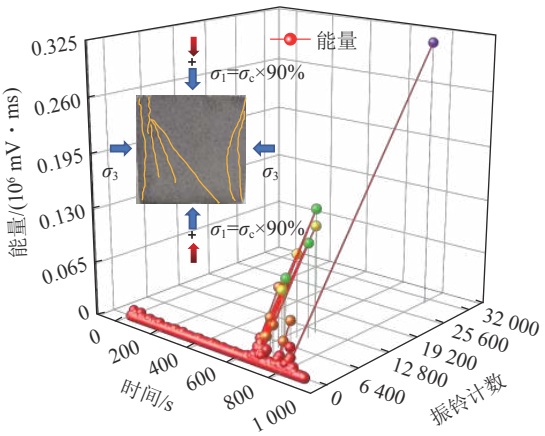
在第三主应力卸载过程中，岩体主要呈现张拉破坏，砂岩的破坏面均沿着垂直最小主应力方向，但裂纹发育程度与破坏模式有明显的差异。由于仅第三主应力卸荷，卸荷初始阶段即发生扩容，无明显的扩容起始点，随着卸荷的持续，岩体的主应力差不断增大，AE 能量幅值明显增大；侧向扩容主要沿卸荷方向发生，形成的张拉裂纹，第一主应力越小，裂纹扩展速度越慢，破坏越充分，试件完全失稳后破碎程度越高。

4 不同主应力加卸载能量演化机制

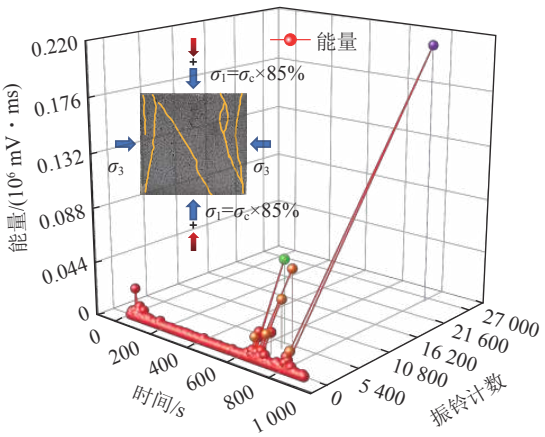
岩体在不同的加卸载条件下，其极限储存能、弹性能、耗散能是不同的。动力灾害的发生主要是积聚的弹性能的突然释放，考虑岩体自身各向异性的影响下，分析不同主应力方向的能量变化规律，对动力灾害的发生具有指导性意义。

4.1 能量守恒定律

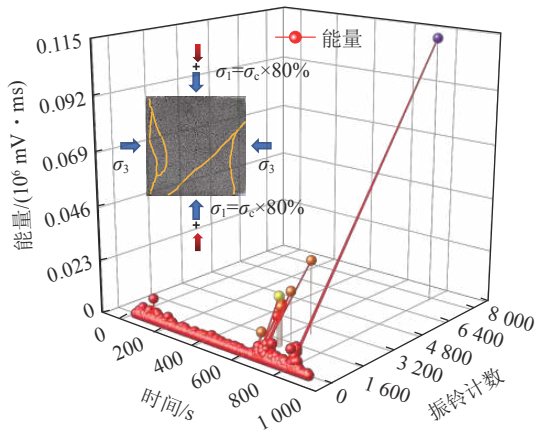
岩体在最大主应力加载和最小主应力卸载过程，



(a) 破坏值 90%



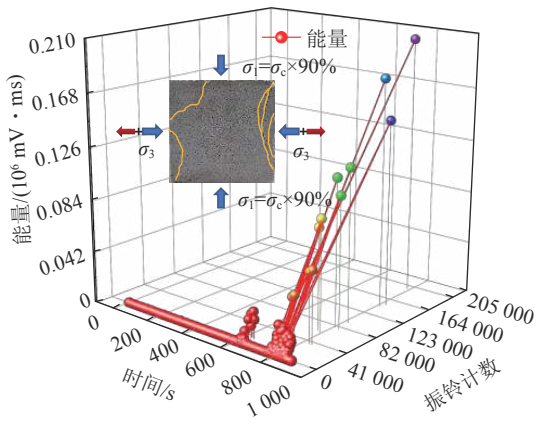
(b) 破坏值 85%



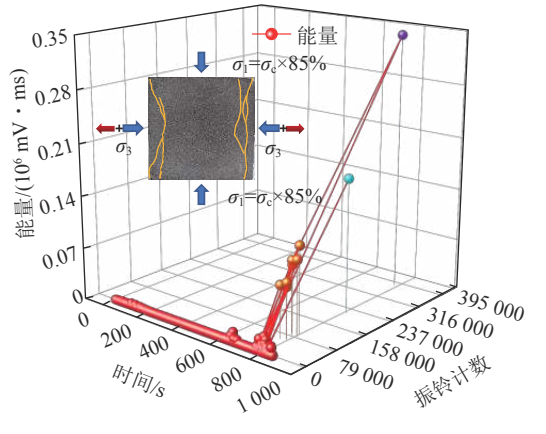
(c) 破坏值 80%

图 6　第一主应力循环加卸载 AE 信号与破坏特征

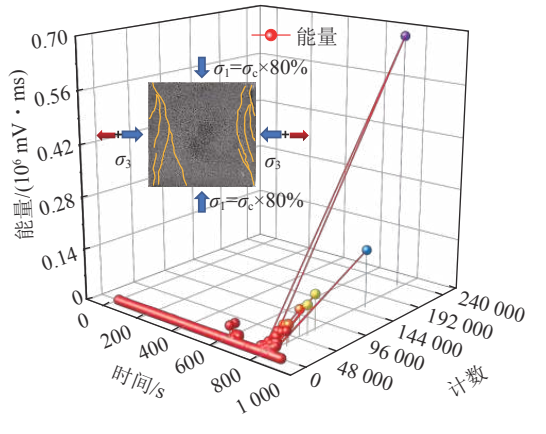
Fig.6　First main stress cycle loading and unloading AE signal and damage characteristics



(a) 破坏值 90%



(b) 破坏值 85%



(c) 破坏值 80%

图 7　第三主应力卸载 AE 信号与破坏特征

Fig.7　AE signal and damage characteristics of the third principal stress unloading

耗散能使得岩体强度逐渐弱化, 从而致使岩体的极限储存能力降低, 在总能量持续增加的过程中岩体发生能量驱动破坏。假设一个单元体在外力作用下和外界没有热交换, 根据热力学第 1 定律[14] 可知:

$$U = U^{\mathrm{d}} + U^{\mathrm{e}} \tag{1}$$

式中, U 为输入能; U^{d}为单元体耗散能; U^{e}为单元体可释放应变能。

根据图 8 应力−应变曲线中能量关系, U^{d}表示单元耗散能用于形成单元内部损伤和塑性变形, 其变化满足热力学第二定律, 即内部状态改变符合熵增加的趋势; U^{e}阴影面积表示单元中储存的可释放应变能, 该部分能量为岩体单元卸载后释放的弹性应变能。

$$U = \int_0^{\varepsilon_1} \sigma_1 \mathrm{d}\varepsilon_1 + \int_0^{\varepsilon_2} \sigma_2 \mathrm{d}\varepsilon_2 + \int_0^{\varepsilon_3} \sigma_3 \mathrm{d}\varepsilon_3 \tag{2}$$

$$U^{\mathrm{e}}=\frac{1}{2}\sigma_1\varepsilon_1^{\mathrm{e}}+\frac{1}{2}\sigma_2\varepsilon_2^{\mathrm{e}}+\frac{1}{2}\sigma_3\varepsilon_3^{\mathrm{e}} \tag{3}$$

$$\varepsilon_i^{\mathrm{e}}=\frac{1}{E_{\mathrm{u}}}[\sigma_i-v_{\mathrm{u}}(\sigma_j+\sigma_k)] \tag{4}$$

$$U^{\mathrm{e}}=\frac{1}{2E_0}[\sigma_1^2+\sigma_2^2+\sigma_3^2-2k(\sigma_1\sigma_2+\sigma_2\sigma_3+\sigma_1\sigma_3)] \tag{5}$$

其中，U 为主应力在主应变方向上做的总功；σ_1、σ_2、σ_3为第一、二、三主应力 (i、j、k=1、2、3)；ε_1、ε_2、ε_3为第一、二、三主应变；$\varepsilon_i^{\mathrm{e}}$为 3 个主应力方向上的弹性总应变；$k$为各向异性系数；$E_{\mathrm{u}}$ 为卸载弹性模量；v_{u}为泊松比。其中式 (2) 是概念性公式，式 (5) 是式 (2) 结合式 (4) 中弹性变形与应力关系得到的。

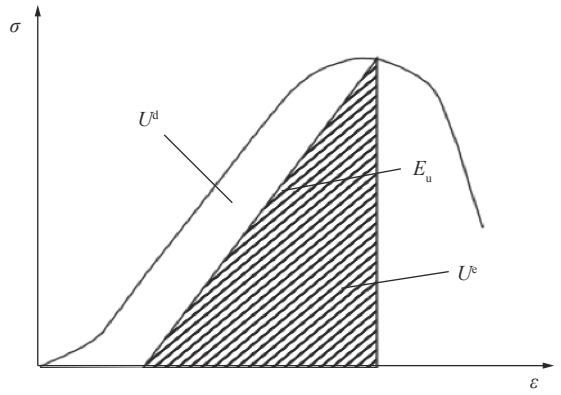


图 8 单位体积中能量耗散和释放应变能的关系

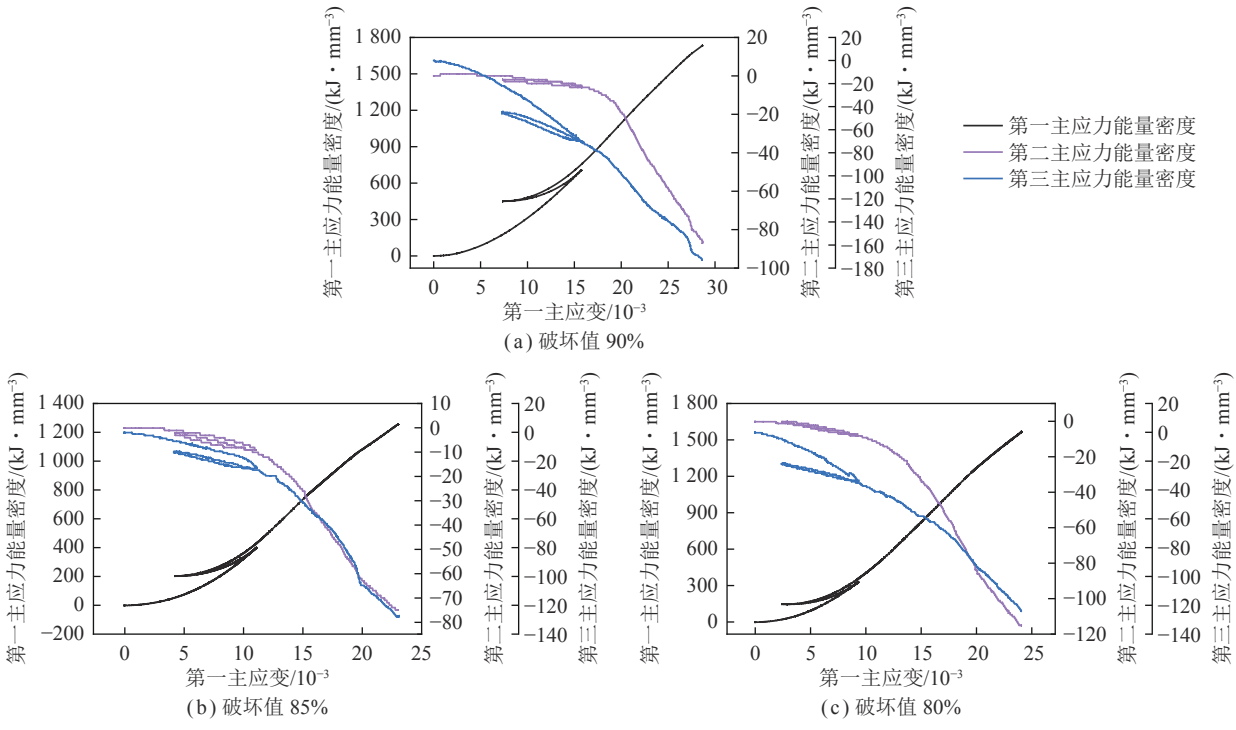
Fig.8 Quantitative relationship of energy release and energy dissipation

4.2 最大主应力加卸载能量演化特征

为了更好的分析第一主应力加卸载过程中岩体总能量、应变能、耗散能及诱发第二、三主应力方向能量变化特征，本文进行了同围压破坏值的 90%、85%、80% 第一主应力加卸载能量密度规律变化研究，如图 9、10 所示。

由图 9 可以看出：随着第一主应力的加载，在其方向上试验机持续对岩石做正功产生压缩变形，岩体能量不断积聚，在岩体自身各向异性的影响下，诱发第二、三主应力方向试验机对岩石做负功致使能量释放 (文中能量密度为负值代表岩体产生膨胀扩容，对试验机产生负功)；由于岩体存在向弱面扩展的特性，第二主应力方向释放能量小于第三主应力方向，但总体呈现出能量积聚的现象。在第一主应力卸载过程中，其方向产生膨胀回弹致使应变能的释放，在第二、三主应力方向同步产生压缩能量积聚，总体呈现能量释放现象。第一主应力越大，各个方向加卸载的能量密度越大；在第一主应力加载过程中，第一主应力能量密度的变化约为第三主应力能量密度的 10 倍；在第一主应力卸载过程中，随着第一主应力的降低，第一、三主应力方向能量密度比减小，由此可得到：第一主应力的加卸载岩体能量的积聚和释放主要是依赖于第一主应力，而其余 2 个方向对岩体自身积聚能量的影响较小。

岩样在加载过程中，岩样变形积聚部分弹性能，



(a) 破坏值 90%　(b) 破坏值 85%　(c) 破坏值 80%

图 9 第一主应力加卸载不同主应力能量变化

Fig.9 Energy variation of different principal stresses during loading and unloading of the first principal stress

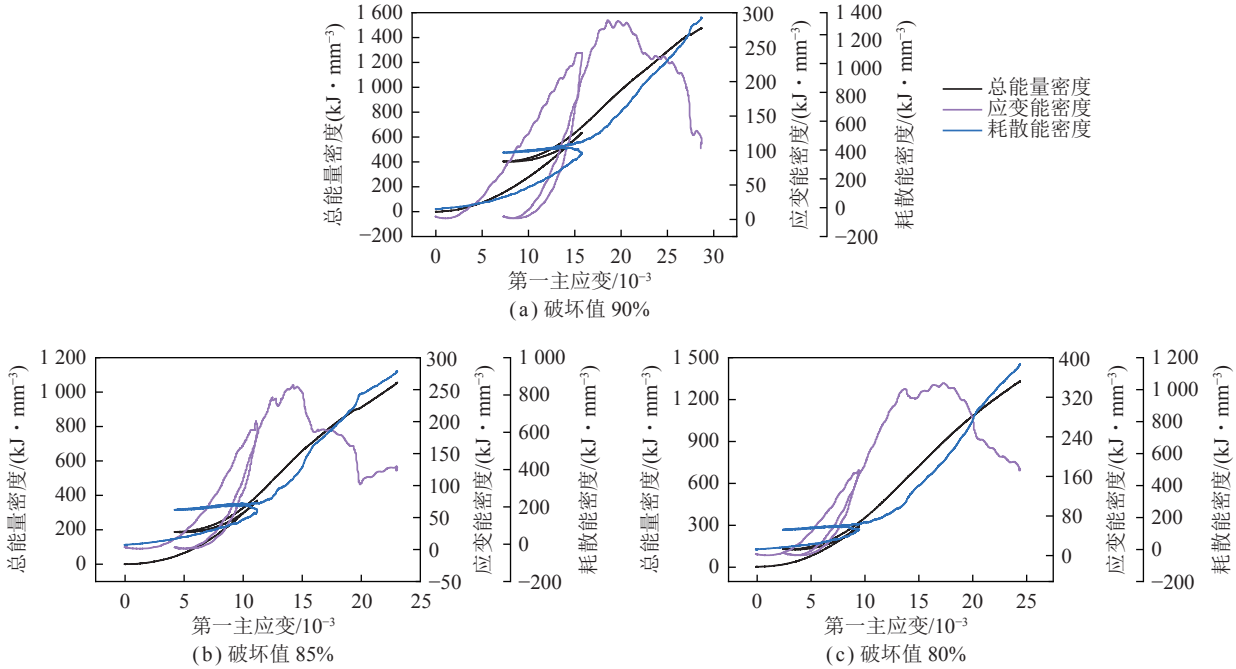


图 10　第一主应力加卸载能量演化

Fig.10　Energy evolution of the first principal stress plus and minus unloading

卸载过程中可以完全释放，环荷载过程中伴随着能量的损失，岩样发生塑性变形、损伤或以其他形式消耗的能量是不可逆的。从图 10 和表 2 可以看出：峰值前加载阶段岩体弹性应变能、耗散能随着轴向应变的增加而增大，耗散能在塑性屈服阶段持续增长，直至在岩体破坏点并达到峰值。随着第一主应力的降低，总变化能量密度降低，可释放应变能和耗散能也随着降低。在加载阶段，当第一主应力加载至破坏值的 90% 时，耗散能大于储存弹性能，说明此时岩体内部发生了较大的损伤破坏；在第一主应力卸载过程中，耗散能用于克服岩体内部微裂隙充填碎屑之间的压缩，造成岩体硬化的现象。

表 2　第一主应力加卸载能量演化特征

Table 2　Evolution characteristics of loading and unloading energy under first principal stresses

项目	第一主应力能量密度/(kJ · mm^{-3})	第二主应力能量密度/(kJ · mm^{-3})	第三主应力能量密度/(kJ · mm^{-3})	储存、释放应变能密度/(kJ · mm^{-3})	耗散能密度/(kJ · mm^{-3})	总变化能量密度/(kJ · mm^{-3})
90%破坏值加载段	710.668 35	−5.999 48	−69.929 82	241.178 69	393.560 37	634.739 05
85%破坏值加载段	404.348 10	−9.000 77	−25.001 76	194.659 72	175.685 85	370.345 58
80%破坏值加载段	334.177 45	−7.996 63	−33.963 09	172.733 11	119.484 62	292.217 73
90%破坏值卸载段	450.848 00	−1.999 13	−44.953 86	237.367 83	6.524 18	230.843 64
85%破坏值卸载段	203.333 13	−2.000 25	−12.996 42	191.679 23	9.670 11	182.009 12
80%破坏值卸载段	147.651 37	−0.000 97	−21.969 54	168.083 24	1.548 30	166.534 76

4.3　最小主应力卸荷能量演化特征

在巷道掘进过程中，掘进头岩体以及掘进后方未稳定围岩都属于高围压最小主应力卸荷状态，掌握不同恒第一、二主应力情况下第三主应力恒位移速率卸载岩体的能量演化特征，对巷道围岩稳定性控制研究具有促进作用。

根据第三主应力卸荷应力−应变曲线，获得在第三主应力恒位移卸荷条件下其余 2 个方向的能量演化规律，如图 11 所示。第三主应力卸荷过程中能量释放，第二主应力方向也进行能量释放，第一主应力是能量增加的过程，并且第一主应力能量增加的过程远远大于其余 2 个方向能量减小值，整体上还是能量积聚的过程。对比第一主应力卸载可以看出：第一主应力卸载，岩体的积聚能量是一个降低的过程，而第三主应力卸载，积聚能量呈现一个增加的过程，验证了 M-C 准则中减小最小主应力比增大最大主应力更加容易破坏的规律[31]。不同的第一主应力条件下第三主应力卸荷能量存在较大差异，第一主应力为破坏

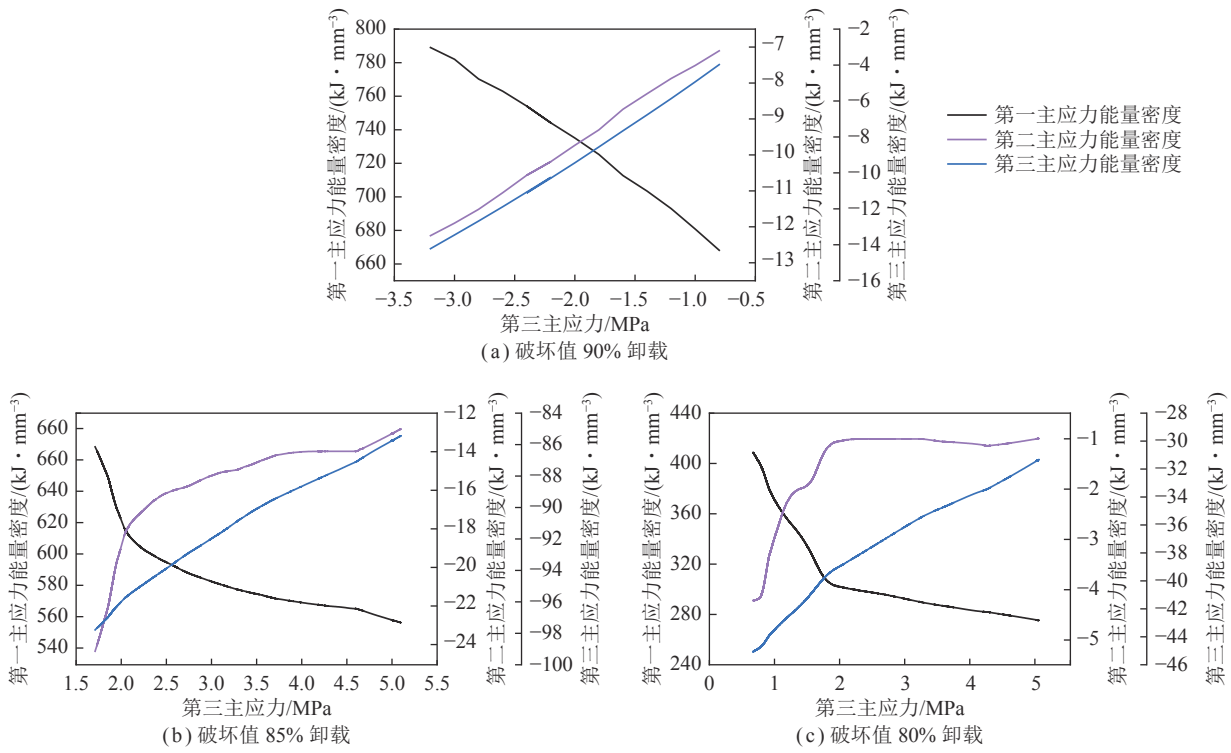


图 11 第三主应力卸载不同主应力能量密度变化

Fig.11 Energy variation of different principal stresses during unloading of the third principal stress

值 90% 进行第三主应力卸载过程中,第三主应力方向能量成线性降低,第一主应力方向能量成线性增大;当第一主应力为破坏值的 85%、80% 时,第三主应力方向能量成非线性降低,而第一主应力方向能量也变成非线性增加。由此可以看出:主导方向 (加卸载方向) 的卸荷能量变化特征决定了其余 2 个诱发方向的能量积聚释放规律,第三主应力卸载降低了岩体的极限储存能量,从而使岩体比加载更容易破坏。

不同应力条件下,岩体吸收总能量、弹性应变能和耗散能随着应变的变化而变化。由图 12 可以看出:在第三主应力卸载过程中,由于保持第一主应力不变,第一主应力变形会持续增加,故外力继续做功,岩体继续吸收能量。当第一主应力为破坏值的 90% 时,岩体继续吸收能量和弹性应变能的部分释放导致积聚能和释放能成线性增加;当第一主应力为破坏值的 85%、80% 时,岩体吸收的能量全部用于岩样内部损伤与微裂隙发展所需的表面能;随着岩体内部损伤微裂隙的增多,岩石强度削弱,储存弹性应变能的能力减弱,原有弹性应变能随着第三应力减小也在缓慢释放,致使积聚能和释放能成非线性增加。从而可知,最大主应力加卸载和最小主应力卸载路径下从能量角度分析岩样破坏机制具有显著差异,高应力状态下第三主应力卸荷,耗散能初始值较大,促进岩体内部裂纹的发生,在屈服阶段后期快速增加,进入屈服阶段后,耗散能开始快速非线性增加,增速越来越大。

4.4 不同卸载速率能量演化特征

为了进一步分析最小主应力卸荷速率对岩体整体能量的影响,采用不同卸载速度进行卸载,分析第一主应力能量的积聚程度,如图 13 所示。

卸荷速率对岩石的力学特性与能量演化特征影响明显,第三主应力卸荷过程中,岩体的承载变形能力降低,导致其峰值应力减小;随着第三主应力卸荷速率的增加,岩体的内部裂纹没有充分的时间进行扩展、贯通,大量的弹性能以颗粒弹射、小块剥离的形式释放,岩石破坏时所释放的应变能量增加、耗散能降低,岩体卸荷方向岩体能量密度减小,同时岩体的总积聚能量密度减小,分别为 394.424 70、213.373 78、104.138 03 kJ/mm^3。从另一方面说明了在掘进过程,掘进速度越快,岩体自身积聚的能量越小,快速掘进可以避免能量积聚从而减小围岩变形破坏的现象[32]。

5 结 论

(1) 在岩体各向异性的影响下,第一主应力卸载,第二、三主应力方向应变处于压缩状态,有利于岩体的稳定;高围压岩体第三主应力卸载,致使岩体的承载能力降低,诱发第一主应力方向的压缩和第二主应力方向扩容,致使破坏更为剧烈,第二主应力的影响程度与最大主应力密切相关。

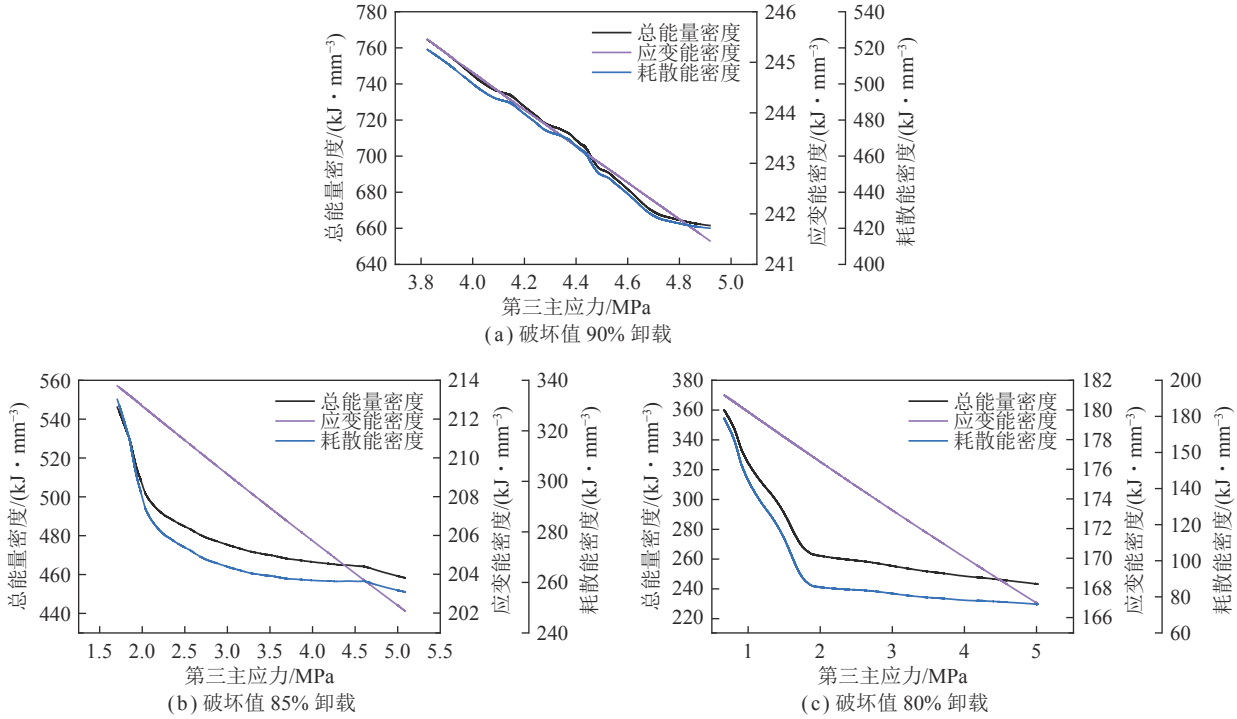


图 12　第三主应力卸载能量密度演化

Fig.12　Energy evolution of the third principal stress unloading

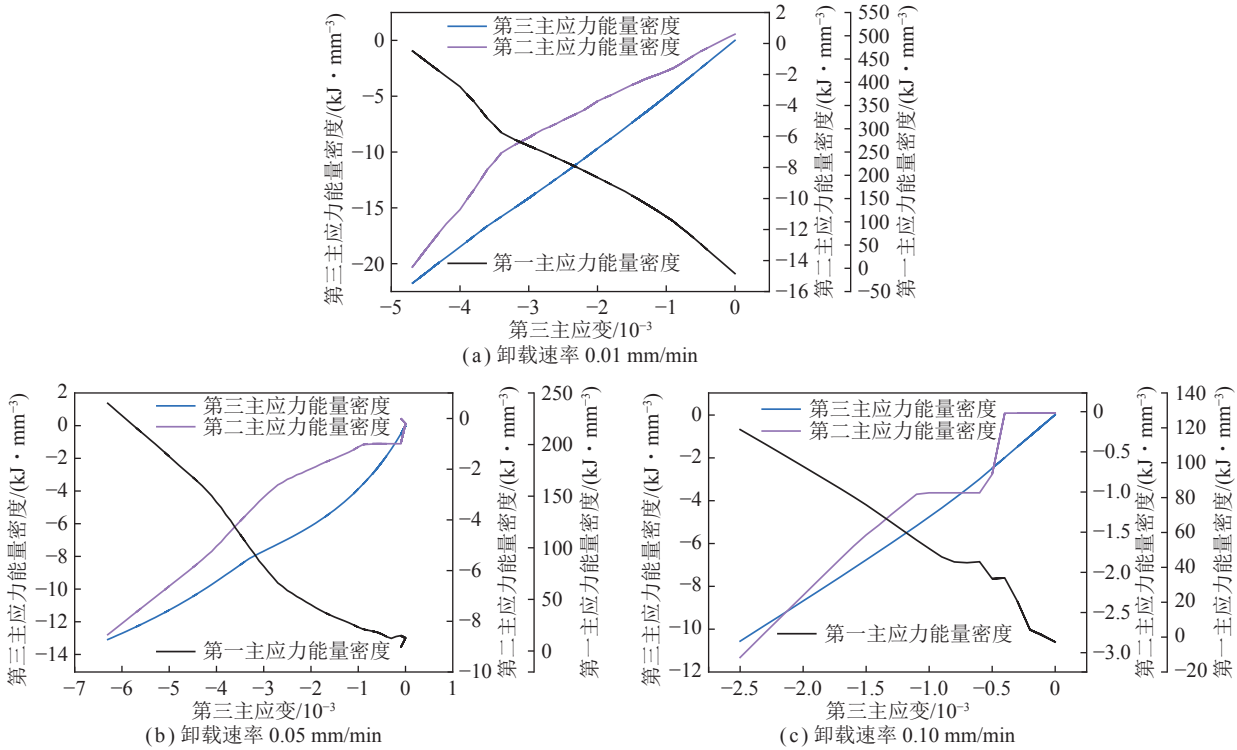


图 13　不同第三主应力卸载速率能量演化

Fig.13　Energy evolution for different third principal stress unloading rates

(2) 第一主应力卸载和第三主应力卸载, 岩体积聚的能量存在较大的差异, 第一主应力卸载是一个能量释放的过程, 第三主应力卸载是一个能量积聚的过程; 在第一主应力卸载过程中, 第二主应力对岩体强度起到积极的作用, 在第三主应力卸荷过程中, 第二主应力随着第一主应力的增加加快了岩石的破坏。

(3) 考虑第二主应力的影响, 第三主应力卸载过程中, 随着岩体能量积聚的减小, 高应力岩体耗散能出

现较早，呈现缓慢增加的趋势，进入屈服阶段后，耗散能开始快速增加，由线弹性转变为弹−塑非线性状态。

(4) 第三主应力卸荷速度越快，第二主应力方向岩体释放能量密度减小，同时岩体的总积聚能量密度减小，有利于岩体稳定。

参考文献(References):

[1] 周建，刘正义，严佳佳. 原生和次生各向异性对软黏土强度和变形特性影响研究[J]. 岩土工程学报，2013，35(S2)：666−670.
ZHOU Jian, LIU Zhengyi, YAN Jiajia. Effects of inherent and induced anisotropies on strength and deformation characteristics of soft clay[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 35(S2): 666−670.

[2] 朱伯芳. 有限单元法原理与应用[M]. 北京：中国水利水电出版社 2009: 479–480.

[3] 赵文. 岩石力学[M]. 长沙：中南大学出版社，2010.

[4] 李杭州，廖红建. 复杂应力状态下岩体强度的各向异性研究[J]. 岩石力学与工程学报，2010，29(7)：1397−1403.
LI Hangzhou, LIAO Hongjian. Anisotropy of strength of rock mass under complicated stress state[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(7): 1397−1403.

[5] 刘小平，陈占国，刘永华，等. 基于慢度矢量与偏振矢量的采动裂隙岩体各向异性研究[J]. 岩石力学与工程学报，2020，39(S2)：3348−3358.
LIU Xiaoping, CHEN Zhanguo, LIU Yonghua, et al. Anisotropy research of excavated fractured rock mass based on slowness vector and polarization vector[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2020, 39(S2): 3348−3358.

[6] DAN D Q, KONIETZKY H, HERBST M. Brazilian tensile strength tests on some anisotropic rocks[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2013, 58(8): 1−7.

[7] ABBASS T, ANDRÉ V. Effect of layer orientation on the failure of layered sandstone under Brazilian test conditions[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2010, 47(2): 313−322.

[8] 蒋长宝，魏财，庄万军，等. 等幅循环荷载下页岩的变形特性及能量演化机制研究[J]. 岩石力学与工程学报，2020，39(12)：2416−2428.
JIANG Changbao, WEI Cai, ZHUANG Wanjun, et al. Research on deformation characteristics and energy evolution mechanisms of shale under constant amplitude cyclic loading[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2020, 39(12): 2416−2428.

[9] 赵光明，刘之喜，孟祥瑞，等. 高径比对砂岩能量积聚与耗散试验及分析方法研究[J/OL]. 煤炭学报：1−13[2022−04−01]. DOI: 10,13225/j.cnki.jccs.XR21.1606.
ZHAO Guangming, LIU Zhixi, MENG Xiangrui, et al. Study on energy accumulation and dissipation test and analysis method of height-diameter ratio sandstone[J/OL]. Journal of China Coal Society: 1−13[2022−04−01]. DOI:10,13225/j.cnki.jccs.XR21.1606.

[10] 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.
MENG Qingbin, WANG Congkai, HUANG Bingxiang, et al. Rock energy evolution and distribution law under triaxial cyclic loading and unloading conditions[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2020, 39(10): 2047−2059.

[11] 任建喜，葛修润，蒲毅彬，等. 岩石卸荷损伤演化机理CT实时分析初探[J]. 岩石力学与工程学报，2000，19(6)：697−701.
REN Jianxi, GE Xiurun, PU Yibin, et al. Primary study of real-timect testing of unloading damage evolution law of rock[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2000, 19(6): 697−701.

[12] 陈景涛，冯夏庭. 高地应力下岩石的真三轴试验研究[J]. 岩石力学与工程学报，2006，25(8)：1537−1543.
CHEN Jingtao, FENG Xiating. True triaxial experimental study on rock with high geostress[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(8): 1537−1543.

[13] 哈秋舲. 三峡工程永久船闸陡高边坡各向异性卸荷岩体力学研究[J]. 岩石力学与工程学报，2001，20(5)：603−618.
HA Qiuling. Study on the anisotropic unloading rock mass mechanics for the steep-high rock slope of the three gorges project permanent shiplock[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2001, 20(5): 603−618.

[14] 李建林，王乐华，孙旭曙. 节理岩体卸荷各向异性力学特性试验研究[J]. 岩石力学与工程学报，2014，33(5)：892−900.
LIN Jianlin, WANG Yuehua, SUN Xunshu. Experimental study on anisotropic mechanical characteristics of jointed rock masses under unloading condition[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(5): 892−900.

[15] FENG Xiating, KONG Rui, ZHANG Xiwei, et al. Experimental study of failure differences in hard rock under true triaxial compression[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2019, 52: 2109−2122.

[16] 宫伟力，汪虎，何满潮，等. 深部开采中岩爆岩块弹射速度的理论与实验[J]. 煤炭学报，2015，40(10)：2269−2278.
GONG Weili, WANG Hu, HE Manchao, et al. Theoretical and experimental study on rock block ejection velocity for rock burst found in deep mining[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(10): 2269−2278.

[17] 李夕兵，宫凤强. 基于动静组合加载力学试验的深部开采岩石力学研究进展与展望[J]. 煤炭学报，2021，46(3)：846−866.
LI Xibing, GONG Fengqiang. Research progress and prospect of deep mining rock mechanics based on coupled static-dynamic loading testing[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(3): 846−866.

[18] SU Guoshao, SHI Yanjiong, FENG Xiating, et al. True triaxial experimental study of the evolutionary features of the acoustic emissions and sounds of rockburst processes[J]. Rock Mechanics Rock Engineering, 2018, 51: 375−389.

[19] 左建平，宋洪强. 煤岩组合体的能量演化规律及差能失稳模型研究[J/OL]. 煤炭学报：1−16[2022−04−01]. DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2021.1566.
ZUO Jianping, SONG Hongqiang. Study on energy evolution law and differential energy instability model of coal-rock combined body[J/OL]. Journal of China Coal Society: 1−16[2022−04−01]. DOI:10.13225/j.cnki.jccs.2021.1566.

[20] 吴拥政，孙卓越，付玉凯. 三维动静加载下不同长径比煤样力学特性及能量耗散规律[J]. 岩石力学与工程学报，2022，41(5)：877−888.

WU Yongzheng, SUN Zhuoyue, FU Yukai. Mechanical properties and energy dissipation law of coal samples with different length-to-diameter ratios under 3D coupled static and dynamic loads[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2022, 41(5): 877−888.

[21] 刘之喜, 赵光明, 孟祥瑞, 等. 基于线性储能规律的红砂岩蠕变能量演化分析方法[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2021, 52(8): 2748−2760.
LIU Zhixi, ZHAO Guangming, MENG Xiangrui, et al. Analysis of creep energy evolution of red sandstone based on linear energy storage law[J]. Journal of Central South University(Natural Science), 2021, 52(8): 2748−2760.

[22] 来兴平, 张帅, 崔峰, 等. 含水承载煤岩损伤演化过程能量释放规律及关键孕灾声发射信号拾取[J]. 岩石力学与工程学报, 2020, 39(3): 433−444.
LAI Xingping, ZHANG Shuai, CUI Feng. Energy release law during the damage evolution of water-bearing coal and rock and pick-up of AE signals of key pregnancy disasters[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2020, 39(3): 433−444.

[23] 谭云亮, 郭伟耀, 赵同彬, 等. 深部煤巷帮部失稳诱冲机理及“卸–固”协同控制研究[J]. 煤炭学报, 2020, 45(1): 66−81.
TAN Yunliang, GUO Weiyao, ZHAO Tongbin, et al. Coal rib burst mechanism in deep roadway and “stress relief-support reinforcement” synergetic control and prevention[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(1): 66−81.

[24] 勾攀峰. 深井巷道围岩锚固体稳定原理及应用[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2013.

[25] 何满潮, 王亚军, 杨军, 等. 切顶卸压无煤柱自成巷开采与常规开采应力场分布特征对比分析[J]. 煤炭学报, 2018, 43(3): 626−637.
HE Manchao, WANG Yajun, YANG Jun, et al. Comparative analysis on stress field distributions in roof cutting non-pillar mining method and conventional mining method[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(3): 626−637.

[26] 何满潮, 宋振骐, 王安, 等. 长壁开采切顶短壁梁理论及其110工法——第三次矿业科学技术变革[J]. 煤炭科技, 2017(1): 1−9,13.
HE Manchao, SONG Zhenqi, WANG An, et al. Theory of longwall mining by using roof cuting shortwall team and 110 method— the third mining science and technology reform[J]. Coal Science Technalogy Magazing, 2017(1): 1−9,13.

[27] 李廷春, 张浩, 张治高, 等. 综采工作面过大落差断层深孔预裂爆破技术[J]. 煤炭学报, 2019, 44(1): 199−209.
LI Tingchun, ZHANG Hao, ZHANG Zhigao, et al. Deep hole presplitting blasting technology when fully mechanized coal mining face passes through high drop fault[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(1): 199−209.

[28] 刘婕, 丛宇, 张黎明, 等. 花岗岩真三轴加、卸载破坏的细观损伤机制研究[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2021, 52(8): 2677−2688.
LIU Jie, CONG Yu, ZHANG Liming, et al. Mesoscopic damage mechanism of granite under true triaxial loading and unloading[J]. Journal of Central South University(Natural Science), 2021, 52(8): 2677−2688.

[29] 贾蓬, 杨楠, 刘冬桥, 等. 组合岩石真三轴加卸荷条件下的破坏机理[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2021, 52(8): 2867−2875.
JIA Peng, YANG Nan, LIU Dongqiao, et al. Failure mechanism of combined rock under true triaxial loading and unloading conditions[J]. Journal of Central South University(Natural Science), 2021, 52(8): 2867−2875.

[30] 郭红军, 季明, 孙中光, 等. 循环荷载作用下红砂岩能量演化特征研究[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2021, 3(4): 15−23.
GUO Hongjun, JI Ming, SUN Zhongguang, et al. Energy evolution characteristics of red sandstone under cyclic load[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2021, 3(4): 15−23.

[31] 张国军, 张勇. 基于摩尔–库伦准则的岩石材料加(卸)载分区破坏特征[J]. 煤炭学报, 2019, 44(4): 1049−1058.
ZHANG Guojun, ZHANG Yong. Partition failure characteristics of rock material loading and unloading based on Mohr-Coulomb criterion[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(4): 1049−1058.

[32] 王书文, 鞠文君, 潘俊锋, 等. 构造应力场煤巷掘进冲击地压能量分区演化机制[J]. 煤炭学报, 2019, 44(7): 2000−2010.
WANG Shuwen, JU Wenjun, PAN Junfeng, et al. Mechanism of energy partition evolution of excavation roadway rock-burst in coal seam under tectonic stress field[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(7): 2000−2010.