高地应力条件下卸荷速率对锦屏大理岩力学特性影响规律试验研究

黄润秋[1]，黄 达[1, 2]

(1. 成都理工大学 地质灾害防治与地质环境保护国家重点实验室，四川 成都 610059；2. 重庆大学 土木工程学院，重庆 400045)

摘要：岩石所处的初始应力状态及开挖等工况诱发的卸荷速率大小对其力学特性具有明显的影响，通过室内三轴卸荷试验和破裂断口的 SEM 细观扫描分析，研究高应力环境中不同卸荷速率下锦屏一级水电站大理岩的变形破裂及强度特征。卸荷速率 v_u 和初始围压 σ_3^0 越大，岩石脆性及张性断裂特征愈明显，快速双向卸荷时甚至可在次卸荷方向产生张拉裂缝。张性破裂断口细观形态随 v_u 和 σ_3^0 的增大依次呈现“树枝形张裂状”、“千层饼形撕裂状”和“近光滑平面形弹射状”；卸荷过程中轴向压缩应变增量 $\Delta\varepsilon_1$ 随 v_u 和 σ_3^0 增大而减小，而侧向膨胀应变增量 $\Delta\varepsilon_3$ 却增大；不同的卸荷变形阶段卸荷速率 v_u 对变形模量 E 的影响规律不同，峰前 E 随 v_u 的增大而增大，而峰值 E 随 v_u 增大先逐渐增大再迅速降低；卸荷过程中岩石的泊松比 μ 逐渐增大，并随 v_u 和 σ_3^0 增大而显著，特别是从峰值点后；相对于加载试验，卸荷条件下岩体的黏聚力 c 大大减小，而内摩擦角 φ 却有少量增大，v_u 越快，c 减小得越多，φ 增大的较少。

关键词：岩石力学；三轴卸荷试验；电镜扫描；卸荷速率；变形破坏；力学参数

中图分类号：TU 45 **文献标识码：**A **文章编号：**1000－6915(2010)01－0021－14

EXPERIMENTAL RESEARCH ON AFFECTION LAWS OF UNLOADING RATES ON MECHANICAL PROPERTIES OF JINPING MARBLE UNDER HIGH GEOSTRESS

HUANG Runqiu[1]，HUANG Da[1, 2]

(1. *State Key Laboratory of Geohazard Prevention and Geoenvironment Protection*，*Chengdu University of Technology*，*Chengdu*，*Sichuan* 610059，*China*；2. *College of Civil Engineering*，*Chongqing University*，*Chongqing* 400045，*China*)

Abstract：The mechanical properties of rocks are obviously affected by initial stress state and unloading rates that are caused by excavation. Based on triaxial unloading and scanning electron microscopy(SEM) analysis，the deformation，breakage，and strength features of marble samples of the Jinping First Hydropower Station under different unloading rates and geostress conditions are studied. With unloading rates v_u and initial confining pressure σ_3^0 increasing，the brittle rupture and tensile characteristics of rock are more obvious. There are annular tensile cracks in secondary unloading direction when the rock samples are unloaded in two directions；and the meso-shapes of the tensile fracture surface under SEM consequently are presented with branch-tension，and multilayer biscuit-lancinated and slippery plane-ejected shapes. The axial strain compression increment $\Delta\varepsilon_1$ is gradually reduced，but the confining expansion stress $\Delta\varepsilon_3$ is increased during the process of unloading. The influence of unloading rate v_u on deformation modulus E is different at the different deformation stages during process of unloading. The deformation modulus E is gradually increased before peak strength，but it gradually

收稿日期：2009－05－22；**修回日期：**2009－08－21

基金项目：国家自然科学基金雅砻江水电开发联合研究基金重点项目(50539050)；教育部博士点新教师基金(200806111012)；中国博士后科学基金(20080440703)；成都理工大学地质灾害防治与地质环境保护国家重点实验室开放基金(GZ2007－13)

作者简介：黄润秋(1963－)，男，博士，1983 年毕业于成都地质学院水文地质与工程地质专业，现任教授、博士生导师，主要从事工程地质和岩土工程方面的教学与研究工作。E-mail：hrq@cdut.edu.cn

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved. http://www.cnki.net

increases firstly and rapidly decreases afterward with v_u enhanced. The Poisson′s ratio μ is gradually increased during process of unloading，and it is more distinct with v_u and σ_3^0 enhancing，especially after peak strength. Relative to data of traditional triaxial loading test，the rock cohesion c is remarkably reduced but inner friction angle φ is a little increased under unloading test. The faster the v_u is，the more c is reduced，and the less the φ increases.

Key words：rock mechanics；triaxial unloading test；scanning electronic microscopy(SEM)；unloading rates；deformation and failure；mechanical parameters

1　引　言

施工进度不同，岩体卸荷速率差异明显，施工过程中出现的大多数发生或隐患的灾害一般与施工进度(卸荷速率)过快，而且加固措施跟进不及时等施工过程相关。岩体工程开挖变形具有很强的时空效应[1, 2]，有效控制开挖速度并辅以必要的工程加固措施，是控制灾害发生的有效方法之一。正在施工的锦屏一级水电站，在 2007 年 8 月初～9 月底于高程 1 885 及 1 885 m 的 1#和 2#固结灌浆平洞出现较多的大致平行于坡面 NNE 向张裂隙，这些裂隙的出现引起相关单位的高度重视，经过专家会议及相关研究表明，这类裂隙是由于岩体快速开挖卸荷所致，由于高程 1 860 m 拱肩槽开挖速度过快，使得上部岩体产生侧向卸荷拉裂，后来通过放慢开挖速度及相关工程措施，这种变形得到了很好的控制，没有影响边坡的整体稳定性。岩石高边坡的发育过程是伴随着河谷的下切过程形成，这一过程也是一个长期卸荷的动力过程，河谷下切的快慢直接影响着边坡内卸荷裂隙发育的规模及深度，如在雅砻江高速下切的过程中，高地应力快速释放，使得锦屏一级水电站左岸的深部卸荷裂隙水平深度深达 200 m 以上，对其成因机制的认识和工程影响评价是该电站建设的主要攻关难题之一[3, 4]。即使是已建成运行的岩体工程，随着加固结构的逐渐损伤，将诱发工程岩体再次卸荷，这类卸荷速率一般很慢，属于卸荷流变范畴。因此研究不同卸荷速率下岩石的力学特性，特别是高初始应力状态下，具有重要的理论和工程意义。

近年来，卸荷岩体力学的研究得到了较大的发展，特别是针对锦屏水电站[5～8]及拉西瓦水电站[9]等高地应力区高边坡和深埋地下厂房或引水隧洞，三峡工程船闸高边坡[10]及大型地下厂房[11]等工程开挖卸荷稳定性问题展开了较多三轴卸荷试验，哈秋舲等[12～19]在裂隙岩体卸荷的力学理论及试验方面也做了大量研究工作。然而这些试验研究中没有系统地考虑卸荷速率对卸荷过程中岩石力学特性的影响，甚至是多种卸荷应力路径下的卸荷试验也不多，一般是保持轴压不变仅卸荷围压试验。不同的开挖方式、不同的开挖进度、不同的初始应力条件下，工程岩体的卸荷过程是不同的，卸荷过程中岩石力学特性也会存在明显差异。

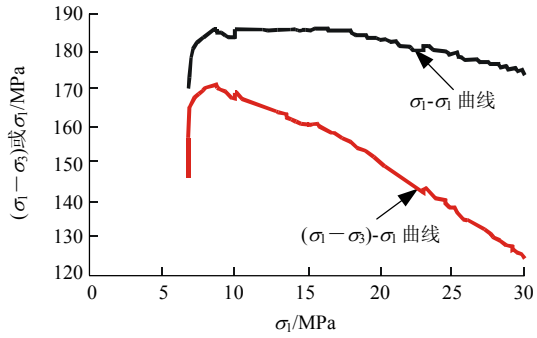
针对高地应力条件下卸荷速率对岩石力学特性的影响规律这一重要问题，本文通过室内三轴卸荷试验和岩样破裂断口 SEM 细观扫描分析，对不同卸荷速率下锦屏一级水电站大理岩的变形破裂及强度特征进行了较详细的研究。研究成果对正确认识锦屏一级水电站左岸的深部卸荷裂隙成因机制及一级地下厂房和二级深埋引水隧道洞的变形破坏预测及稳定性评价等具有理论和工程实际意义。

2　试验方案

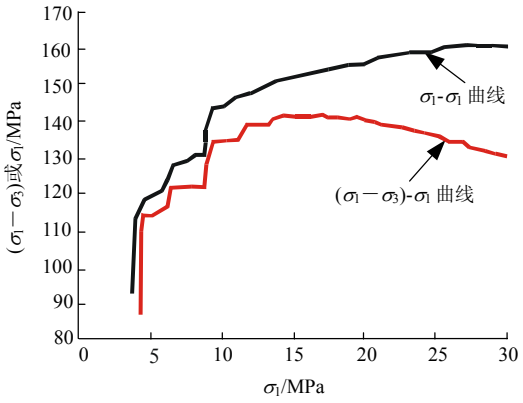
试验在 MTS815 Teststar 程控伺服岩石刚性试验机上进行，试验中围压采用应力控制，轴压采用位移控制。试件为锦屏一级水电站 $T_{2-3z}^{2(6)}$ 层上部深灰色条纹状大理岩，岩样取自左岸高程 1 670 m 的 1#和 2#固结灌浆平洞。试件尺寸为ϕ 50 mm×100 mm。岩样烘干密度为 2.68 g/cm^3，弹性模量为 27.12 GPa，泊松比约为 0.17，单轴抗压强度约为 97.61 MPa。

试验初始围压 σ_3^0 分别为 20，30 和 40 MPa，分 2 种卸荷方式：(1) 方案 1：轴向加载，并同时卸载围压，轴向加载通过调整轴向压缩位移速率实现；(2) 方案 2：同时卸载轴压和围压，轴向卸载通过轴向活塞向上抬升来实现，即位移速率给一经验的负值。加卸荷过程中典型应力变化曲线如图 1 所示。围压卸载速率 v_u 设计为 1.00，0.50 和 0.25 MPa/s 三个等级，轴压的变化速率小于围压卸载速率。由于岩石本身微结构差异，再者围压为手动控制，因此实际卸荷过程中应力变化速率与设计值存在一定差异，根据试验过程计算的平均加卸载应力速率(卸荷开始至峰值强度区间)，本文给出试件编号及实测加

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net



(a) LU6 岩样



(b) UU4 岩样

图 1　加卸荷过程中典型应力变化曲线

Fig.1　Typical stress variation curves of marble samples during the processes of loading and unloading

卸载速率如表 1 所示。表 1 中的 L，U 分别为加荷及卸荷符号，LU 为轴向加载侧向卸荷，数字代表此方案岩样编号；UU 为双向卸荷，下同。

试验加载至比例极限时开始卸荷，至岩样破坏(应力差明显急剧下降)时结束卸荷，并保持此时围压不变进行残余强度测试。

3　卸荷速率对岩石变形的影响规律

3.1　应力－应变曲线特征分析

图 2 为不同初始应力状态及加卸载速率条件下岩石试验的典型应力－应变曲线图，由图 2 可知：

(1) 随卸荷速率 v_u 的增大，岩样首次脆性断裂的规模相对较大。当 v_u 相对较快时，从峰值强度基本呈铅直线直接瞬间跌落至残余强度(见图 2(a)～(c))，说明岩样首次瞬间脆性断裂已基本贯通，而进入残余强度压缩试验测试阶段基本为沿已有贯通裂隙面的滑移和扩容。当 v_u 较慢时，岩样易出现多级的相对规模较小的脆性破坏，峰后应力－应变曲线呈现明显的多段弯折(见图 2(d)～(f))，说明岩样从

表 1　岩样编号及实测加卸载速率

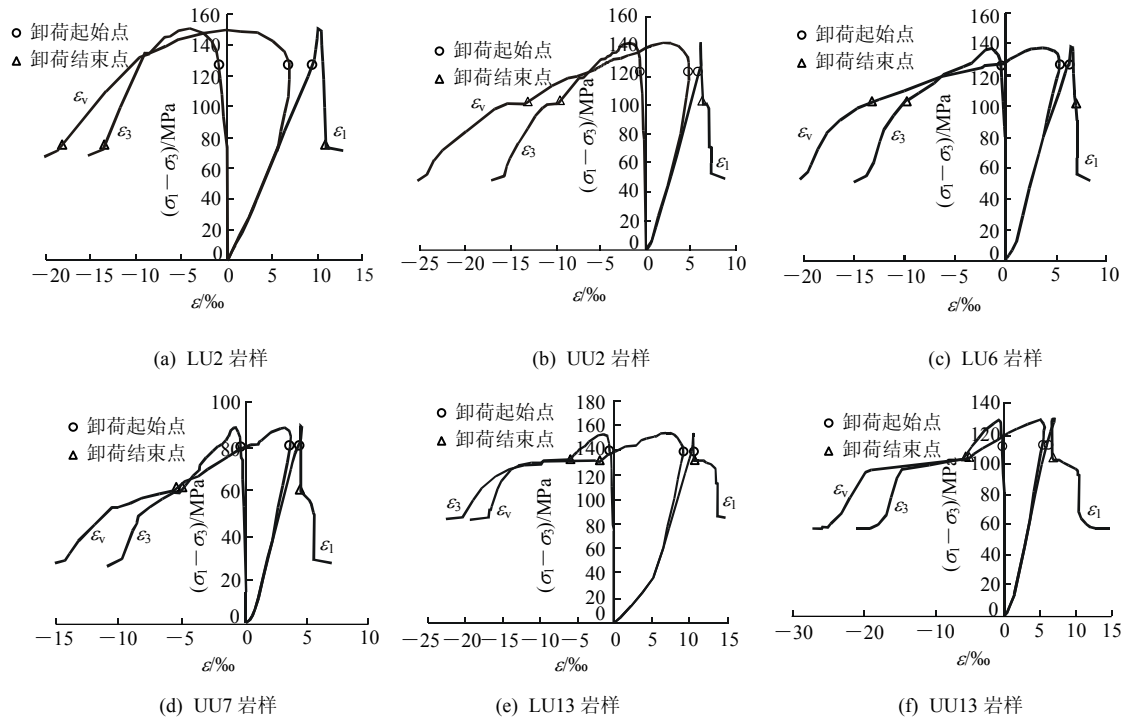
Table 1　Serial numbers of rock samples and loading and unloading rates in the tests

试验方案编号	岩样编号	初始围压/MPa	轴压速率/(MPa • s^{-1})	围压速率/(MPa • s^{-1})	轴压围压速率比
1	LU1	20	0.48	1.28	0.37
	LU2	40	0.52	1.05	0.51
	LU3	30	0.19	0.89	0.21
	LU4	30	0.13	0.72	0.18
	LU5	40	0.13	0.58	0.22
	LU6	30	0.30	0.57	0.52
	LU7	40	0.09	0.55	0.16
	LU8	20	0.24	0.49	0.50
	LU9	20	0.03	0.41	0.06
	LU10	30	0.28	0.37	0.77
	LU11	20	0.14	0.27	0.52
	LU12	40	0.24	0.27	0.88
	LU13	40	0.21	0.27	0.79
	LU14	40	0.09	0.26	0.34
2	UU1	30	1.17	1.67	0.70
	UU2	40	0.46	0.98	0.47
	UU3	20	0.78	0.92	0.85
	UU4	30	0.72	0.83	0.87
	UU5	40	0.47	0.67	0.70
	UU6	30	0.40	0.44	0.90
	UU7	20	0.37	0.42	0.89
	UU8	20	0.24	0.41	0.57
	UU9	20	0.12	0.29	0.41
	UU10	20	0.22	0.29	0.75
	UU11	20	0.09	0.28	0.32
	UU12	30	0.09	0.27	0.31
	UU13	30	0.02	0.26	0.08
	UU14	30	0.08	0.26	0.32

峰值跌落到残余强度的过程中，不但存在沿已有裂隙间的滑移与扩容，而且也伴随着裂隙间的相互贯通和次生微裂隙形成。

(2) 由于试验中轴向荷载是通过应变控制，从卸荷开始点至峰值强度间轴向应变 ε_1 很小，特别是方案 2 轴向活塞抬升时，ε_1 甚至卸荷回弹，因此可以推断岩样卸荷变形破坏的主控因素并非轴向应力 σ_1 和应变 ε_1。开始卸荷后，侧向变形 ε_3 立即转为膨胀变形，同一时刻的 ε_3 膨胀量明显大于 ε_1 的变化量，体积应变 ε_v 迅速转向负方向，呈现较明显的扩容趋势，比较分析图 2 中各应力－应变曲线不难发

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net



(a) LU2 岩样　(b) UU2 岩样　(c) LU6 岩样

(d) UU7 岩样　(e) LU13 岩样　(f) UU13 岩样

图 2　岩样典型应力－应变曲线

Fig.2　Typical stress-strain curves of rock samples

现，ε_3 和 ε_v 的这种变化规律随卸荷速率和初始围压的增大而增强，且方案 1 较方案 2 相对更加明显。

(3) 卸荷条件下差异卸荷回弹变形会在岩石的局部位置产生拉应力集中，致使岩石拉张破坏。方案 2 中由于双向卸荷，轴向和侧向均表现为回弹变形，而这种情况下岩石能破坏，一方面是因为围压卸荷速率相对较快，致使应力差增加，更重要的一方面是由于高应力条件下岩石积聚的弹性应变能快速释放，而释放的能量来不及对外做功完全释放，而是部分转化为岩石破裂表面能。方案 1 由于轴向一直处于加载状态，围压卸荷过程中岩石吸收了轴向应力做功并转化为相应的应变能和表面能，因此轴向加载压力对卸荷过程中岩石的损伤破裂也起到了压致拉裂的促进作用，加快了裂隙扩展进程，增强了裂隙扩展的规模。

3.2　卸荷速率对特征应变增量的影响规律

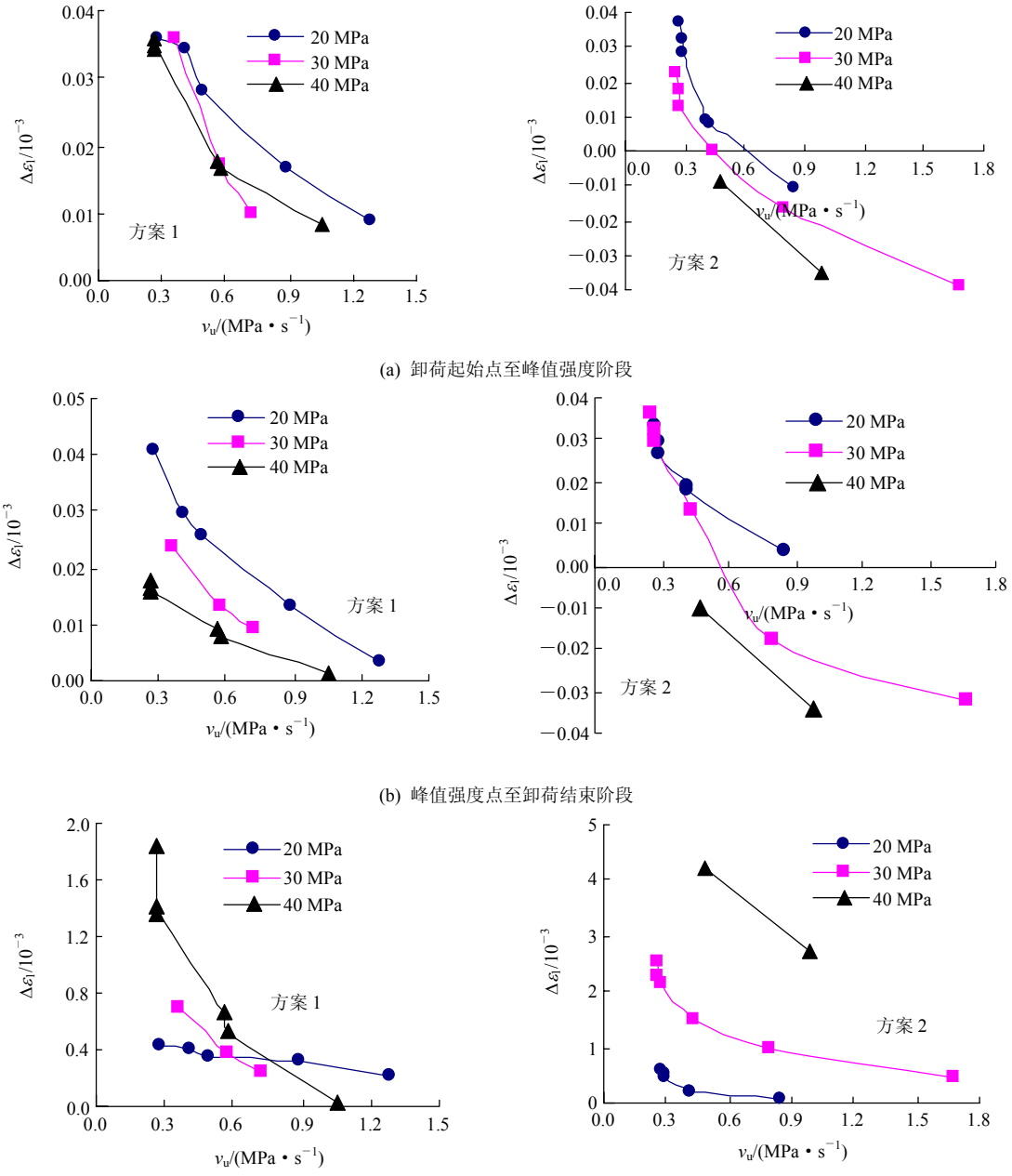
根据试验过程及应力－应变曲线分析，将卸荷起始点至残余阶段共分为 3 个特征阶段：(1) 卸荷起始点至峰值强度阶段。(2) 峰值强度点至卸荷结束阶段。由于岩石卸荷峰后破裂脆性特征较强，而且人工卸载围压有一定滞后性，故卸荷结束点实际并非为峰值强度点，而是首次应力差剧烈跌落的终点。(3) 卸荷结束点至残余强度阶段，这里残余强度点是指应力差稳定的起始点。这 3 个阶段的受力状态不一样，由试验设计可知：① 阶段为围压卸载，轴压是按试验设计加载或卸载；② 阶段的应力差出现突降，但围压仍然按设计速率进行卸载；③ 阶段是岩样在卸荷结束点的围压下进行常规加载压缩试验过程。

图 3 为卸荷速率 v_u 对轴向应变增量 $\Delta\varepsilon_1$ 影响规律。从图 3 可以看出：

(1) 整个卸荷过程(见图 3(a)和(b))中轴向应变增量 $\Delta\varepsilon_1$ 非常小，并随卸荷速率的增大而逐渐减小，且基本上是初始围压 σ_3^0 越高 $\Delta\varepsilon_1$ 相对越小，当 $\Delta\varepsilon_1$ 为负值时初始围压愈大回弹变形愈大(方案 2 中的岩样在卸荷速率较大且初始围压较高的情况下出现)。这种变化特征表明：卸荷条件下岩石的脆性破坏特性随卸荷速率的增大而增强，也随初始卸荷围压的增大而显著，而且相同围压及卸荷速率下双向卸荷的方案 2 较轴向加载且围压卸载的方案 1 首次断裂的脆性特征更强。

(2) 残余强度测试过程中(见图 3(c))的轴向应变增量 $\Delta\varepsilon_1$ 相对较大，且同样是随 v_u 的增大而逐渐减小，但其随 σ_3^0 的变化规律正好与卸荷过程中的变化相反，即从卸荷结束点至残余强度点的 $\Delta\varepsilon_1$ 是随 σ_3^0 的增大而增大的，相同围压卸荷速率下方案 2 较

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net



(a) 卸荷起始点至峰值强度阶段

(b) 峰值强度点至卸荷结束阶段

(c) 卸荷结束点至残余强度阶段

图 3　卸荷速率 v_u 对轴向应变增量 $\Delta\varepsilon_1$ 影响规律

Fig.3　Affection laws of axial strain increment $\Delta\varepsilon_1$ with unloading rate v_u

方案 1 在这一过程中的 $\Delta\varepsilon_1$ 相对较大。这一变化特征也正好验证了节 3.1 的结论。同时也说明相同卸荷速率下轴向加载且同时卸载围压时岩样首次脆性断裂规模较同时卸载围压和轴压时相对大些。

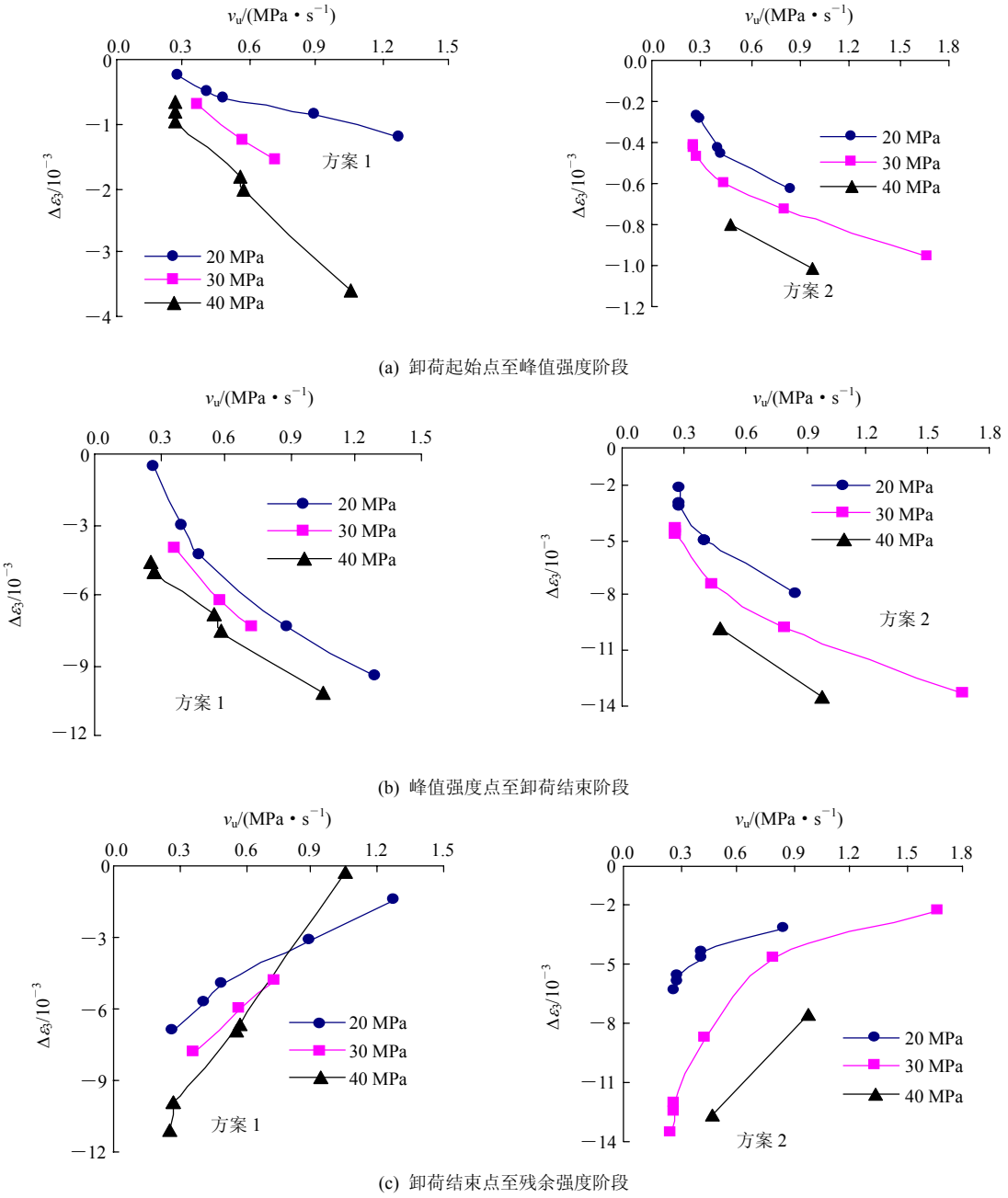
图 4 为卸荷速率 v_u 对 3 个阶段中侧向应变增量 $\Delta\varepsilon_3$ 的影响规律曲线图。从图 4 可以看出：

(1) 与轴向应变变化相似，图 4(a)和(b)的侧向应变增量 $\Delta\varepsilon_3$ 随卸荷速率 v_u 的增大而增大，图 4(c)的 $\Delta\varepsilon_3$ 随 v_u 的增大而减小。3 个阶段的 $\Delta\varepsilon_3$ 基本均表现为初始围压愈高则越大。

(2) 卸荷过程中的侧向膨胀应变增量 $\Delta\varepsilon_3$ 较 $\Delta\varepsilon_1$ 大得多，甚至达到 100 倍左右(约为图 4(a)方案 2 的 10 倍)，这一点充分说明卸荷条件下的岩石破坏是强烈扩容的结果，同时也表明卸荷过程中岩石的破裂以侧向张拉破坏为主，这一点在有关研究结果[5~11]中均有不同程度的论述。

(3) 比较图 4(a)，(b)的侧向应变增量 $\Delta\varepsilon_3$ 变化特征可发现，从比例极限卸载至峰值强度时的 $\Delta\varepsilon_3$

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net



(a) 卸荷起始点至峰值强度阶段

(b) 峰值强度点至卸荷结束阶段

(c) 卸荷结束点至残余强度阶段

图 4　卸荷速率 v_u 对侧向应变增量 $\Delta\varepsilon_3$ 影响规律

Fig.4　Affection laws of confining strain increment $\Delta\varepsilon_3$ with unloading rate v_u

相对峰后首次破裂应力跌落过程中的 $\Delta\varepsilon_3$ 小很多，方案 1 约相差 3 倍，方案 2 约相差 10 倍，这表明卸荷条件下岩石的张拉破坏主要是在峰后应力跌落的瞬间发生，而峰前的卸荷张拉损伤相对较少。方案 2 峰前卸荷过程中的 $\Delta\varepsilon_3$ 相对较小，这是由于方案 2 这一过程中的 $\Delta\varepsilon_1$ 也相对较小甚至回弹，表明岩石扩容破坏的体积应变增量 $\Delta\varepsilon_v$ 应存在某一确定范围，且与岩石本身物理特性和加卸载应力路径相关。

(4) 卸荷破坏岩样的残余压缩阶段侧向应变增量 $\Delta\varepsilon_3$ 也较轴向应变增量 $\Delta\varepsilon_1$ 大 3～5 倍，说明卸荷破坏岩样在相对较低的恒围压条件下压缩变形仍然具有较强的扩容效应，特别是对于 v_u 相对较小且 σ_3^0 相对较大的情况。因此在高围压下慢速卸荷破坏岩样残余压缩阶段具有更大的变形空间，主要表现为沿已有张拉裂隙进一步张拉和剪断张性裂隙间岩桥贯通。而快速卸荷条件下破坏岩样首次应力跌落的过程中裂隙基本张拉贯通，残余压缩阶段基本是沿已有裂隙的剪切滑移和扩容。

3.3　卸荷速率对卸荷过程中变形参数的影响规律

从应力－应变曲线特征及特征应变增量分析可发现，从比例极限点开始卸荷后，应力－应变曲线呈现明显的非线性，特别是峰值强度点至卸荷结束

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net

点的过程尤为明显。在岩石力学中，弹性变形参数的求得一般是通过单轴压缩试验的弹性阶段求得

$$\left.\begin{aligned} E &= \mathrm{d}\sigma_1/\mathrm{d}\varepsilon_1 \quad (\text{或} E=\sigma_1/\varepsilon_1) \\ \mu &= -\mathrm{d}\varepsilon_3/\mathrm{d}\varepsilon_1 \quad (\text{或} \mu=-\varepsilon_3/\varepsilon_1) \end{aligned}\right\} \tag{1}$$

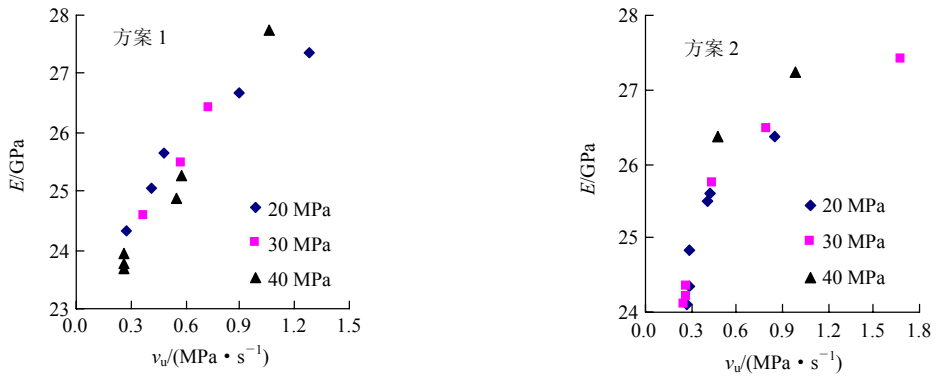
常规三轴试验中由于围压不变，可将 σ_1 替换为 $\sigma_1-\sigma_3$ 进行计算。由于试验过程轴向应力是采用应变控制，从图 2 可以发现，卸荷过程中轴向应变很小，如果仍采用常规三轴的计算方法来求解变形参数，求解的变形模量将会很大，这与岩样卸荷损伤破坏的事实不符。因此作者认为卸荷过程的变形参数求解应该综合考虑应变及应力状态的影响。

3.3.1　按广义胡克定律的计算结果

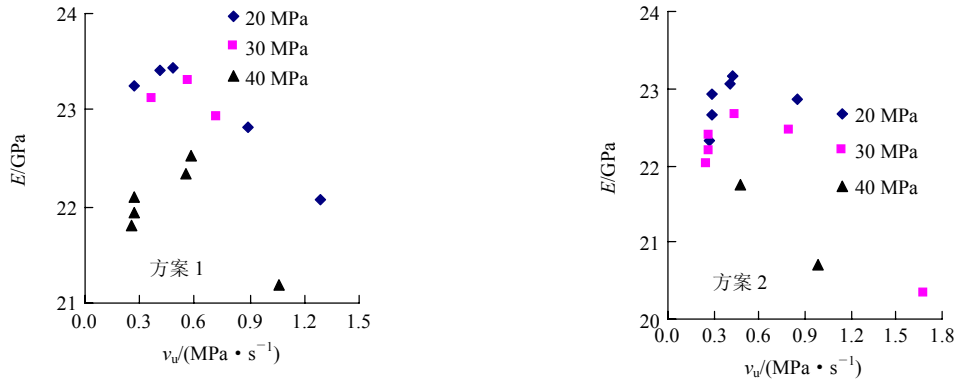
为了综合考虑各向应力及应变的影响，假定卸荷损伤破坏过程中岩石应力－应变曲线的每一个应力、变形状态点仍然符合广义胡克定律，通过这一假定求解卸荷变形破坏过程中的变形参数的方法在有关研究[8, 11]中均曾使用，目的是为了大致了解卸荷过程变形参数的弱化规律。广义胡克定律求解变形参数的公式为

$$\left.\begin{aligned} E &= (\sigma_1-2\mu\sigma_3)/\varepsilon_1 \\ \mu &= (B\sigma_1-\sigma_3)/[\sigma_3(2B-1)-\sigma_1] \\ B &= \varepsilon_3/\varepsilon_1 \end{aligned}\right\} \tag{2}$$

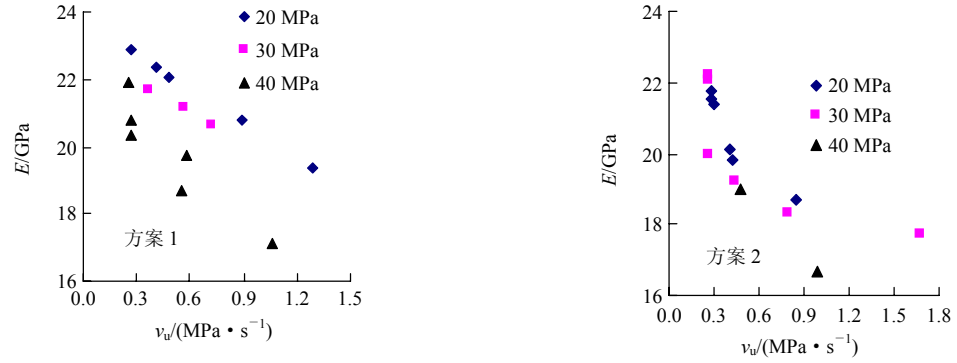
计算得到的变形模量 E 及泊松比 μ 随卸荷速率 v_u 的变化规律分别如图 5，6 所示，图中分别示出了



(a) 峰前点～1/2(比例极限+峰值强度)应力点



(b) 峰值点



(c) 卸荷结束点

图 5　卸荷速率 v_u 对变形模量 E 的影响规律

Fig.5　Deformation modulus E with unloading rate v_u

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net

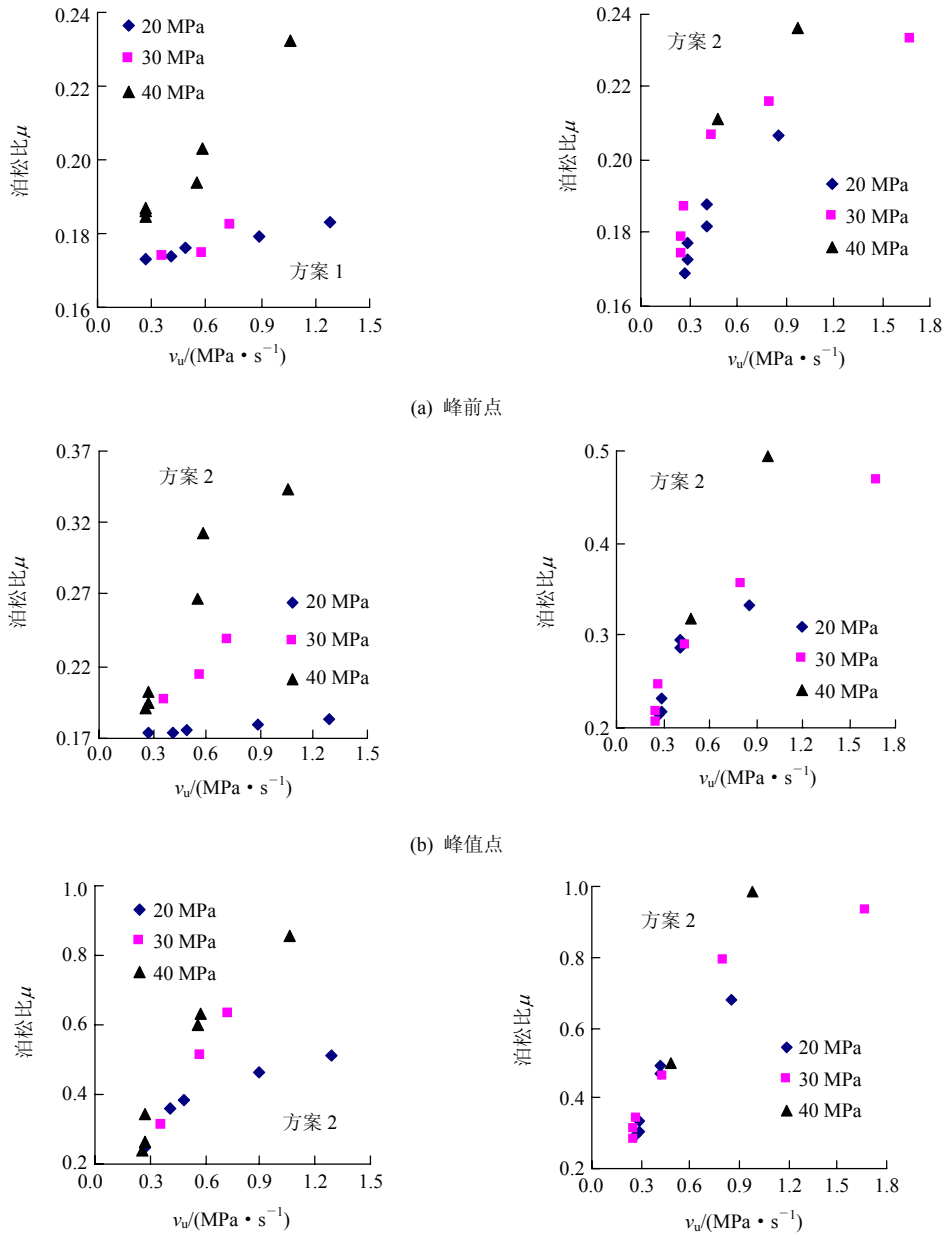


图 6　卸荷速率 v_u 对不同阶段点的泊松比μ影响规律

Fig.6　Affection laws of Poisson′s ratio μ with unloading rate v_u in different stages

峰前点～1/2(比例极限+峰值强度)应力点，峰值点和卸荷结束点 3 个特征点的变形参数随卸荷速率的变化规律。

从图 5 可以看出卸荷过程中变形模量 E 随卸荷速率 v_u 有如下变化规律：

(1) 由图 5(a)可知：峰前卸荷点的变形模量 E 随卸荷速率 v_u 的增加而增大，v_u 增大 1 MPa/s，E 增大 3～4 GPa，方案 1 较方案 2 增大趋势较为明显；在 v_u 相对较低时随初始围压 σ_3^0 的变化不是很明显，但当 v_u 超过 1 MPa/s 后，相同 v_u 下 σ_3^0 越高 E 愈大。

(2) 由图 5(b)可知：峰值点的变形模量 E 在卸荷速率 v_u<0.5～0.6 MPa/s 时，随 v_u 增大 E 逐渐增大，当 v_u 大于此区间值时，随 v_u 增大 E 迅速降低；相同 v_u 下 σ_3^0 越高，峰值点 E 愈小，且 v_u 越大愈明显。

(3) 比较图 5(a)，5(b)可知：峰值点变形模量 E 较峰前明显降低，而且卸荷速率 v_u 越大，初始围压 σ_3^0 越高，降低的愈显著；峰值处岩石的 E 出现了突变性急剧降低，而且这种降低程度随 v_u 的增大愈为明显，如方案 1 中 σ_3^0 = 40 MPa 的 LU2 试件峰值点较峰前点降低约 6.5 GPa，而 v_u 较慢的 LU14 试件仅降低约 1.9 GPa；这说明卸荷过程岩样具有瞬时脆性

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net

破坏特征，而且随 v_u 和 σ_3^0 的增大而更加强烈。

(4) 由图 5(c)可知，峰后应力跌落的卸荷结束点的变形模量 E 随卸荷速率 v_u 增大而降低，说明卸荷岩样的整体破坏或损伤程度随 v_u 的增大而增强；峰值点到卸荷结束点变形模量 E 也有一个突变的降低，同样是随 v_u 增大愈明显，当 v_u 超过 1 MPa/s 时，其值瞬间可降低 3～4 GPa。

(5) 峰值点及峰后卸荷过程中，相同 v_u 下 σ_3^0 越大 E 越小，而且这种变化规律随 v_u 的增大愈明显；一般来说，相同试验条件下方案 2 的 E 较方案 1 小。

从图 6 可以看出卸荷过程中泊松比μ随卸荷速率 v_u 有如下变化规律：

(1) 卸荷过程中泊松比μ一直增大，特别是从峰值点后增大非常明显，到卸荷结束时甚至接近 1；说明卸荷过程侧向变形显著，特别是峰后应力瞬间跌落的过程中，故侧向扩容的张拉变形是卸荷损伤破坏的主要表现。

(2) 卸荷过程中的各个阶段，泊松比μ始终随卸荷速率 v_u 的增大而增大，初始围压 σ_3^0 愈大，μ愈大且 v_u 越大越明显。

(3) 相同试验条件下，卸荷过程中方案 2 泊松比μ的增大量较方案 1 略大，但方案 1 随初始围压 σ_3^0 的变化略明显。

3.3.2 卸载变形参数弱化的损伤力学分析

卸荷过程中岩石侧向扩容明显，表明侧向变形除产生弹性回弹外，还存在裂缝变形，同时裂缝的方向基本垂直于卸载方向，因此可认为从比例极限开始卸荷后岩样的侧向应变 ε_3 等于弹性应变 ε_3^e 和裂缝应变 ε_3^j 之和，即

$$\varepsilon_1 = \varepsilon_1^e,\quad \varepsilon_3 = \varepsilon_3^e + \varepsilon_3^j \tag{3}$$

由泊松比的定义可得

$$\mu = (\varepsilon_3^e + \varepsilon_3^j)/\varepsilon_1 = \varepsilon_3^e/\varepsilon_1 + \varepsilon_3^j/\varepsilon_1 = \mu^e + \mu^j \tag{4}$$

式中：μ^e 为弹性阶段材料泊松比，μ^j 为卸载损伤裂缝引起的附加泊松比，由于卸荷破坏过程中岩样轴向应变很小，故假定为弹性变形，即 $\varepsilon_1 = \varepsilon_1^e$。

岩石卸荷损伤破裂过程是卸载方向强烈张拉扩容的结果，同时也伴随着变形参数逐渐劣变。根据有效应力概念和应变等价原理，可知

$$\tilde{E} = E(\boldsymbol{I} - \boldsymbol{D}) \tag{5}$$

式中：$\tilde{E}$ 为卸荷损伤后的等效变形模量，$\boldsymbol{I}$ 为单位矩阵，$\boldsymbol{D}$ 为损伤变量矩阵。

由前面假设非卸荷主方向的轴向方向并没损伤，故常规三轴卸荷的损伤变量 $\boldsymbol{D}$ 可表示为

$$\boldsymbol{D} = \begin{bmatrix} 0 & & \\ & w & \\ & & w \end{bmatrix} \tag{6}$$

式中：w 为损伤变量。

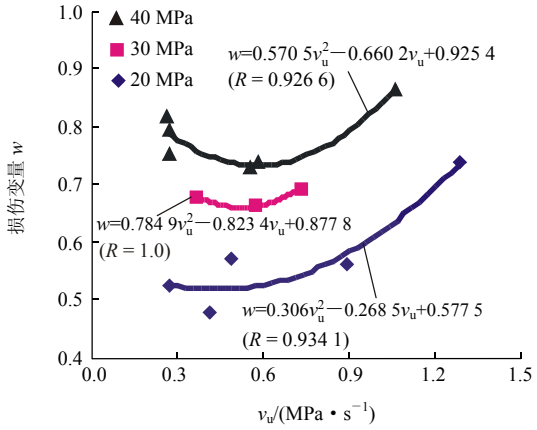
由广义胡克定律并令 $\sigma_2 = \sigma_3$，$\varepsilon_2 = \varepsilon_3$，得

$$\varepsilon_3^e = (1-\mu^e)\sigma_3/E^e - \mu^e\sigma_1/E^e \tag{7}$$

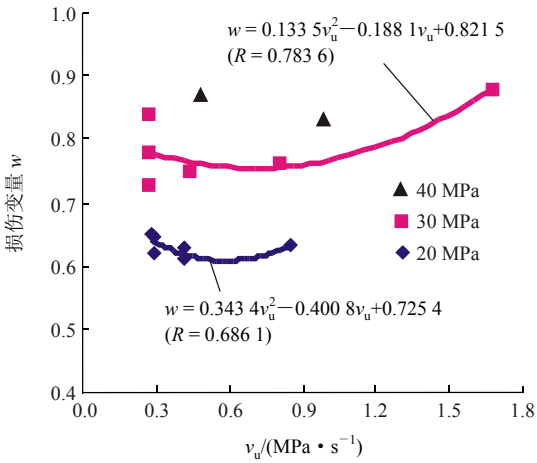
由于损伤主要由卸载方向的拉应变引起，损伤变量可写成由侧向应变 ε_3 表示为

$$w = \varepsilon_3^j/\varepsilon_3 = 1 - \varepsilon_3^e/\varepsilon_3 \tag{8}$$

图 7 为按照式(8)计算得到的卸荷过程中峰值点损伤变量 w 随卸荷速率 v_u 的变化规律及相应拟合曲线。由图 7 可知：



(a) 方案 1



(b) 方案 2

图 7　损伤变量 w 随卸荷速率 v_u 的变化规律

Fig.7　Variation laws of damage variable w with unloading rate v_u

(1) 峰值点岩样的损伤变量 w 随卸荷速率 v_u 的增大经历了一个先减小再增大的过程且初始围压

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net

σ_3^0 愈大愈明显，w 随 v_u 基本呈二次多项式规律变化，其拐点位于 v_u= 0.5～1.0 MPa/s 处，且 σ_3^0 越大拐点处 v_u 越大。

(2) 相同试验条件下初始围压 σ_3^0 越高岩样峰值点损伤变量 w 越大，卸荷过程产生侧向变形愈大，方案 2 岩样的 w 相对方案 1 较大。

(3) 在高初始围压 σ_3^0 条件下岩样在峰值点处卸荷速率 v_u 相对较慢或较快时损伤程度相对较高，但其损伤机制却不同：慢速卸荷过程的峰前损伤主要是由于大量微裂隙扩展所致，这些微裂隙大多呈张剪复合形态；而快速卸荷是微裂隙瞬间张拉贯通的脆性断裂损伤过程，主破裂面张性特征明显。

根据式(8)计算的损伤变量 w 代入式(5)中可计算峰值处损伤变形模量 $\tilde{E}$，并与式(2)的计算的 E 结果进行对比(如图 8 所示)。由图 8 可知，式(2)，(5)得到变形模量的的变化规律基本一致，但式(2)的计算明显较式(5)大，要大 10～15 MPa，这表明按广义胡克定律计算的结果偏大，因为卸荷过程并非弹性。当然，完全按侧向变形定义损伤变量的计算结果也还有待进一步验证，但可以肯定按式(2)的计算结果偏大。

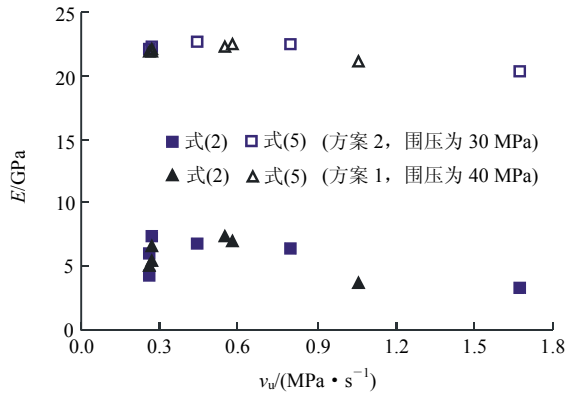


图 8　式(2)和(5)峰值变形模量 E 计算结果对比

Fig.8　Comparison of peak deformation moduli E achieved by Eqs.(2) and (5)

4　卸荷速率对岩石强度的影响

根据表 1 实测的围压卸荷速率 v_u，将其分为 3 个区间：(1) 慢速，v_u≤0.45 MPa/s；(2) 较快速，0.45 MPa/s＜v_u＜0.90 MPa/s；(3) 快速，v_u≥0.90 MPa/s。

Mohr-Coulomb 屈服准则中 σ_1 与 σ_3 是线性关系，因此，可以回归出峰值及残余状态下 σ_1 - σ_3 的线性关系式 $\sigma_1 = k\sigma_3 + b$，就可以求出岩样的强度参数。本文对 3 个卸荷速率区间和 2 种卸荷方案分别进行回归分析，得到的回归参数及强度参数如表 2 所示，由表 2 可得：

表 2　Mohr-Coulomb 强度参数回归表

Table 2　Regression data of strength parameters of Mohr-Coulomb rule

试验方案	强度类型	k	b	R^2	c /MPa	φ /(°)
方案 1	峰值	29.668 0	3.996 9	0.881 7	7.42	36.85
		4.181 8	49.611 0	0.937 1	12.13	37.88
		4.686 3	70.269 0	0.962 0	16.38	40.41
	残余	3.420 5	2.0714 0	0.854 4	0.56	33.20
		3.671 4	5.671 6	0.930 4	1.48	34.88
		3.705 9	10.511 0	0.930 6	2.73	35.10
方案 2	峰值	4.063 5	21.448 0	0.863 1	5.32	37.23
		4.228 0	43.427 0	0.864 4	10.56	38.13
		4.896 0	62.442 0	0.938 2	14.11	41.36
	残余	3.601 9	1.5563 0	0.923 8	0.41	34.43
		3.797 5	3.7415 0	0.939 2	0.96	35.67
		3.907 2	6.4439 0	0.873 9	1.63	36.33
常规三轴	峰值	3.926 2	80.392 0	0.897 9	20.29	36.44
	残余	3.218 7	17.295 0	0.959 0	4.82	31.73

(1) 相对于加载试验，卸荷条件下岩体的黏聚力 c 大大减小，而内摩擦角 φ 有少量的增大，因此其强度损伤主要体现在黏聚力的大量减小。卸荷速率越快，黏聚力 c 减小得越多，内摩擦角 φ 增大的越少，方案 2 较方案 1 明显。

(2) 卸载速率 v_u 对内摩擦角 φ 的影响相对较小，一般在 5°以内。但对黏聚力 c 的影响非常大，快速卸载峰值 c 较慢速卸载下约小 9 MPa，各卸荷条件下的残余 c 均小于 3 MPa，但快速卸载较慢速卸载下残余 c 最多可少 2.17 MPa。

(3) 相对常规加载试验，卸荷条件下峰值 c 减小最多可达 73.78%，卸载速率 v_u 每提高一级，峰值 c 约多减小 20%，相同 v_u 下方案 2 较方案 1 多减小约 10%；卸荷条件下残余 c 减小最多可达 91.49%，v_u 每提高一级，残余 c 减小 10%～20%(方案 2 相对较小)，相同 v_u 下方案 2 较方案 1 多减小 3%～23%(v_u 越慢，减小的越多)。

(4) 相对常规加载试验，卸荷条件下峰值内摩擦角 φ 增大最多可达 13.85%，卸载速率 v_u 每降低一级，峰值 φ 多增加 2%～9%，其中从较快速到慢速卸载时峰值 φ 增加的较快，相同 v_u 下方案 2 较方案 1 增加略多；卸荷条件下残余 φ 增大最多可达 14.50%，v_u 每降低一级，残余 φ 多增加 1%～5%，相同 v_u 下方案 2 较方案 1 增加略多些。

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net

5　卸荷速率对岩石破裂特征的影响

5.1　岩石宏观破裂特征

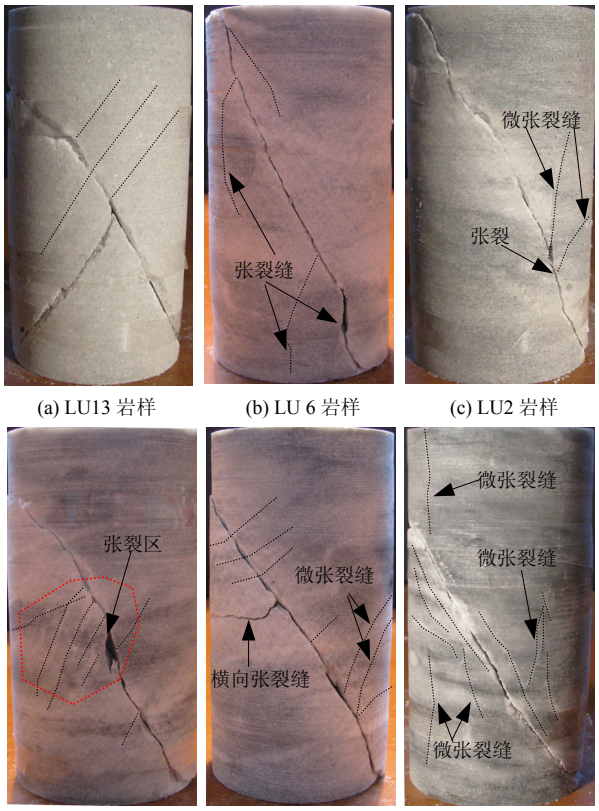
根据前面的应力－应变曲线及变形特征分析，选择有代表性的破坏岩样进行分析(见图 9(a)～(f))，其中 9(a)～(c)为方案 1 的破坏形态，图 9(d)～(f)为方案 2 的破坏形态，破坏岩样与图 2 的应力－应变曲线分析的岩样对应，可以看出：

(1) 方案 1 主破裂面张裂更加明显，方案 2 沿主破裂面周边有较多的近垂直于卸荷主方向的微张裂隙，而且卸荷速率 v_u 越慢这类微张裂隙越发育(见图 9(d)和(e))。

(2) 在方案 2 中，当卸荷速率 v_u 较快且初始围压 σ_3^0 较高时会产生近垂直于轴向的环形张拉裂缝(见图 9(e)和(f))，表明双向卸荷时在次卸荷方向也可产生张拉裂隙。

(3) 卸荷速率 v_u 越快、初始围压 σ_3^0 越高，岩石的主破裂面破裂角越大(一般方案 1 较方案破裂角大些)，破裂面贯通及张裂程度一般越高，在图 9(c)中甚至可见近垂直于卸荷方向的张拉裂缝。v_u 愈慢，岩石的破裂块度一般要小些，甚至出现“X”型或“Y”型共轭剪切现象，主破裂面多呈张剪复合特性(见图 9(a))，沿主破裂面间的较多微张裂隙也表明剪切过程中同时伴随着张裂。

(4) 卸荷条件下岩样主破裂面可呈现由相对大角度的张拉裂隙和相对小角度的张剪裂隙相连而贯通的折线状破裂，见图 9(b)和(d))，这种破裂一般在卸荷速率 v_u 相对较小的情况出现。



(a) LU13 岩样　(b) LU 6 岩样　(c) LU2 岩样

(d) UU13 岩样　(e) UU7 岩样　(f) UU2 岩样

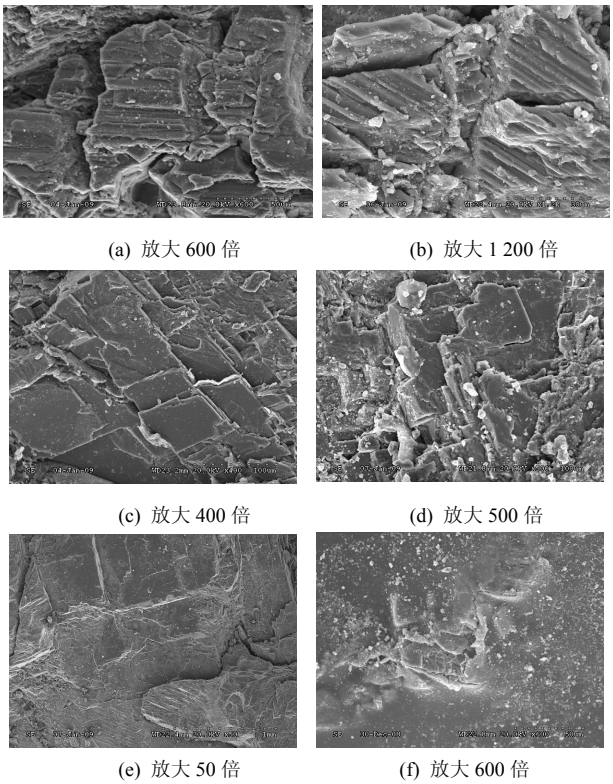
图 9　岩样卸荷破坏形态

Fig.9　Failure modes of rock specimens under unloading

5.2　破裂面细观特征

为了揭示大理岩样在不同卸荷速率下的细观破坏过程和破坏机制，分别对一些典型的破裂断口进行了电镜扫描分析。试验设备采用成都理工大学地质灾害防治与地质环境保护国家重点实验室 2007 年从日本 Hitachi 公司引进的 S－3 000 N 型扫描电镜，该设备分辨率可达 4.0 nm，放大倍数为 300 000 (65 阶)。选取主破裂面张性较明显的部位进行切片，样品大小约宽 2 cm×长 2 cm×厚 0.5 cm，采用小型切割机进行切割，为了保护切割过程中破裂面不被损坏，制作时先在扫描破裂面上放一薄层棉花，然后用绵纱布包住，仅对其他面进行切割。在 200 余张不同放大倍数的显微照片中选取 6 幅典型不同卸荷速率下岩样破裂断口显微照片(见图 10(a)～(f))和两张常规三轴压缩试验的剪切破坏断口显微照片(见图 10(g)～(h))。

图 10 中，图 10(a)，(b)为卸荷速率 v_u 相对快速，图 10(c)，(d)为 v_u 相对较快速，图 10(e)，(f)为 v_u 相

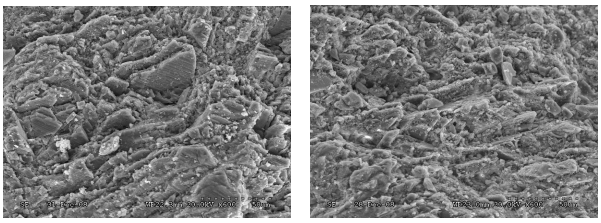


(a) 放大 600 倍　(b) 放大 1 200 倍

(c) 放大 400 倍　(d) 放大 500 倍

(e) 放大 50 倍　(f) 放大 600 倍

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net



(g) 放大 600 倍　　(h) 放大 600 倍

图 10　岩样破裂断口电镜扫描图

Fig.10　SEM pictures of rock specimens fracture

对慢速时的显微照片。其中图 10(a)，(c)和(e)为方案 1；图 10(b)，(d)和(f)为方案 2 的显微照片，由这些卸荷条件下的显微照片不难看出：

(1) 图 10(a)～(b)的断口细观形态为龟裂破坏，微裂纹呈树枝状发育，在卸荷张拉作用下首先在晶粒间形成微小空洞，当卸荷速率 v_u 相对较慢时，在卸荷张拉力和断面间的剪切摩擦牵引拉力的共同作用下，这些空洞不断张裂扩展，并相互连接贯通，形成宏观破坏。

(2) 图 10(c)～(d)的断口细观形态呈现千层饼形张拉撕裂状，破裂面呈解理台阶状，这种沿解理断裂的形式也是脆性断裂的典型破坏形式，解理面是岩石内抗拉能力相对较弱的结构，在卸荷张拉力的作用下容易撕裂，且在断面间剪应力作用下产生穿晶断裂并分离。

(3) 图 10(e)～(f)的断口细观形态呈现较光滑的平面，这种断裂形态在高地应力条件下岩爆(弹射)破裂面中经常见到，是快速卸荷下岩石瞬间沿晶间或解理面脆性拉裂的结果，可以发现断裂面内几乎没有剪切磨碾岩粉和错动迹象，且图 10(f)中间的明显晶间拉裂核也表明断裂是经历了快速的拉裂过程。

(4) 比较方案 2 和 1 的各显微照片，可发现方案 2 破裂面的剪性特征稍强一些，特别是卸荷速率 v_u 相对较慢时，如图 10(b)和(d)中的破裂面上有较多的岩粉，这些都说明卸荷速率相对较小时，破裂呈现一定的剪切特性。

(5) 卸荷速率 v_u 越快，破裂面的张性特性愈强，张拉破裂过程愈迅速。

图 10(f)和(g)分别为大理岩样在围压 30 和 20 MPa 下的常规三轴压缩破裂断口，不难发现，破裂面均为穿晶断裂面，剪切磨碾后的岩粉大量分布在破裂面上，并且有明显的剪切错动痕迹。

6　结　论

本文通过对锦屏一级水电站 $T_{2-3z}^{2(6)}$ 层上部深灰色条纹状大理岩进行了不同初始围压和不同卸荷速率下的三轴卸荷试验和破裂面 SEM 扫描电镜试验研究，主要得到如下结论：

(1) 卸荷条件下大理岩的应力－应变曲线峰后应力跌落呈现明显的脆性特征，自卸荷开始后侧向应变 ε_3 膨胀和体积应变 ε_v 扩容量迅速增加，这种变化规律随卸荷速率 v_u 和初始围压 σ_3^0 的增大而增强且方案 1 较方案 2 相对更加明显。

(2) 整个卸荷过程中轴向应变 ε_1 变化非常小，并随卸荷速率的增大而逐渐减小，且基本上是初始围压 σ_3^0 越高卸荷过程的轴向应变增量 $\Delta\varepsilon_1$ 相对越小。残余强度测试过程中的 $\Delta\varepsilon_1$ 相对较大，也是随卸荷速率的增大而逐渐减小，但随 σ_3^0 增大却增大。

(3) 卸荷过程中的侧向膨胀应变增量 $\Delta\varepsilon_3$ 较轴向应变增量 $\Delta\varepsilon_1$ 大得多，甚至达到 100 倍左右(方案 2 相对较小)，从比例极限卸载至峰值强度时的 $\Delta\varepsilon_3$ 相对峰后首次破裂应力跌落过程中的 $\Delta\varepsilon_3$ 小很多，方案 1 约相差 3 倍，方案 2 约相差 10 倍。卸荷破坏岩样的残余压缩阶段 $\Delta\varepsilon_3$ 也较 $\Delta\varepsilon_1$ 大 5 倍左右。卸荷过程中 $\Delta\varepsilon_3$ 随卸荷速率 v_u 增大而增大，残余压缩阶段 $\Delta\varepsilon_3$ 随 v_u 增大而减小，卸荷开始后 $\Delta\varepsilon_3$ 基本表现为初始围压 σ_3^0 愈高则越大。

(4) 卸荷过程中岩石的变形模量 E 动态变化，不同的变形阶段卸荷速率 v_u 对其影响规律不同，并与卸荷过程中的应力状态及变形破裂特征相关。峰前 E 随 v_u 的增大而增大，v_u 增大 1 MPa/s，E 增大 3～4 GPa，方案 1 较方案 2 增大趋势较为明显；峰值点在 v_u 小于 0.6 MPa/s 时，随 v_u 增大 E 逐渐增大，当 v_u 大于此区间值时，随 v_u 增大 E 迅速降低；卸荷破坏岩样的 E 随 v_u 增大而降低，并具有突变性，当 v_u 超过 1 MPa/s 时，其降低量迅速增大。相当卸速率条件下，初始围压 σ_3^0 越大峰值前 E 越大，峰值及峰后 E 越小。相同试验条件下峰前 E 方案 1 较方案 2 大，峰值及峰后 E 方案 2 较方案 1 小。

(5) 卸荷过程中岩石的泊松比 μ 逐渐增大，特别是从峰值点后增大非常明显，到卸荷结束时甚至接近 1。各个阶段的 μ 始终随卸荷速率 v_u 增大而增大，初始围压 σ_3^0 愈大 μ 愈大且 v_u 越大越明显。相同试验条件下卸荷过程中方案 2 μ 的增大量较方案 1 略大，但方案 1 随 σ_3^0 变化略明显。

(6) 相对于加载试验，卸荷条件下岩体的黏聚力 c 大大减小，而内摩擦角 φ 有少量的增大，卸荷速率 v_u 越快，c 减小得越多，φ 增大的越少。c 最多可减小 70%～90%，v_u 每增加一级，c 多减小 10%～20%。v_u 对 φ 的影响一般在 5°以内，v_u 每降低一级，

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net

φ 多增加 1%～9%。

(7) 卸荷速率 v_u 越快、初始围压 σ_3^0 越高，岩石的主破裂面破裂角越大，张拉特征愈明显，且方案 1 较方案 2 显著。双向卸荷时 v_u 较快且 σ_3^0 较高时会产生近垂直于轴向的环形张拉裂缝，v_u 较慢时沿主破裂面周边会产生较多的近垂直于卸荷主方向的微张裂隙。v_u 愈慢，岩石的破裂块度越小，共轭剪切特性愈明显。卸破裂断口细观形态随 v_u 和 σ_3^0 的增大依次呈现“树枝形龟裂状”、“千层饼形撕裂状”和“近光滑平面形弹射状”。

参考文献(References)：

[1] 黄润秋. 岩石高边坡发育的动力过程及其稳定性控制[J]. 岩石力学与工程学报，2008，27(8)：1 525－1 544.(HUANG Runqiu. Geodynamical process and stability control of high rock slope development[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2008，27(8)：1 525－1 544.(in Chinese))

[2] 张倬元，王士天，王兰生. 工程地质分析原理[M]. 北京：地质出版社，1994.(ZHANG Zhuoyuan，WANG Shitian，WANG Lansheng. Principles of engineering geology[M]. Beijing：Geological Publishing House，1994.(in Chinese))

[3] QI S W，WU F Q，YAN F Z，et al. Mechanism of deep cracks in the left band slope of Jinping First Stage Hydropower Station[J]. Engineering Geology，2004，73(1/2)：129－144.

[4] 王士天，黄润秋，李渝生，等. 雅砻江锦屏水电站重大工程地质问题研究[M]. 成都：成都科技大学出版社，1998.(WANG Shitian，HUANG Runqiu，LI Yusheng，et al. A study of key engineering geological problems at Jinping Hydropower Station，Yalong River[M]. Chengdu：Chengdu University of Science and Technology Press，1998.(in Chinese))

[5] 李宏哲，夏才初，闫子舰，等. 锦屏水电站大理岩在高应力条件下的卸荷力学特性研究[J]. 岩石力学与工程学报，2007，26(10)：2 104－2 109.(LI Hongzhe，XIA Caichu，YAN Zijian，et al. Study of marble unloading mechanical properties of Jinping Hydropower Station under high geostress conditions[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2007，26(10)：2 104－2 109.(in Chinese))

[6] 闫子舰，夏才初，李宏哲，等. 分级卸荷条件下锦屏大理岩流变规律研究[J]. 岩石力学与工程学报，2008，27(10)：2 153－2 159.(YAN Zijian，XIA Caichu，LI Hongzhe，et al. Study of rheological rules of marble in Jinping Hydropower Station under condition of step unloading[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2008，27(10)：2 153－2 159.(in Chinese))

[7] 汪 斌，朱杰兵，邬爱清，等. 锦屏大理岩加、卸载应力路径下力学性质试验研究[J]. 岩石力学与工程学报，2008，27(10)：2 138－2 145.(WANG Bin，ZHU Jiebing，WU Aiqing，et al. Experimental study of mechanical properties of Jinping marble under loading and unloading stress paths[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2008，27(10)：2 138－2 145.(in Chinese))

[8] 高春玉，徐 进，何 鹏，等. 大理岩加卸载力学特性的研究[J]. 岩石力学与工程学报，2005，24(3)：456－460.(GAO Chunyu，XU Jin，HE Peng，et al. Study of mechanical properties of marble under loading and unloading conditions[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2005，24(3)：456－460.(in Chinese))

[9] 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)：1 537－1 543.(CHEN Jingtao，FENG Xiating. True triaxail experimental study of rock with high geostress[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2006，25(8)：1 537－1 543.(in Chinese))

[10] 陶履彬，夏才初，陆益鸣. 三峡工程花岗岩卸荷全过程特性的试验研究[J]. 同济大学学报(自然科学版)，1998，26(3)：330－334.(TAO Lubin，XIA Caichu，LU Yiming. Experimental studies on complete course behavior of unloading of granite on Three Gorges Project of the Yangtze River[J]. Journal of Tongji University(Natural Science)，1998，26(3)：330－334.(in Chinese))

[11] 黄润秋，黄 达. 卸荷条件下花岗岩力学特性试验研究[J]. 岩石力学与工程学报，2008，27(11)：2 205－2 213.(HUANG Runqiu，HUANG Da. Experimental research on mechanical properties of granites under unloading condition[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2008，27(11)：2 205－2 213.(in Chinese))

[12] 哈秋舲，李建林，张永兴，等. 节理岩体卸载非线性岩体力学[M]. 北京：中国建筑工业出版社，1998.(HA Qiulin，LI Jianlin，ZHANG Yongxing，et al. Nonlinear unloading rock mechanics of jointed rock[M]. Beijing：China Architecture and Building Press，1998.(in Chinese))

[13] 李建林. 卸荷岩体力学理论与应用[M]. 北京：中国建筑工业出版社，1999.(LI Jianlin. Theory and application of rock mass mechanics under unloading conditions[M]. Beijing：China Architecture and Building Press，1999.(in Chinese))

[14] 李建林，孟庆义. 卸荷岩体的各向异性研究[J]. 岩石力学与工程学报，2001，20(3)：338－341.(LI Jianlin，MENG Qingyi. Anisotropic study of unloaded rock mass[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2001，20(3)：338－341.(in Chinese))

[15] 李建林，王乐华. 卸荷岩体的尺寸效应研究[J]. 岩石力学与工程学报，2003，22(12)：2 032－2 036.(LI Jianlin，WANG Lehua. Study of size effect of unloaded rock mass[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2003，22(12)：2 032－2 036.(in Chinese))

[16] 周小平，张永兴. 卸荷岩体本构理论及其应用[M]. 北京：科学出版社，2007.(ZHOU Xiaoping，ZHANG Yongxing. Constitutive model for rock masses under unloading and its application[M]. Beijing：Science Press，2007.(in Chinese))

[17] 吴 刚. 岩体在加、卸荷条件下破坏效应的对比分析[J]. 岩土力学，1997，18(2)：13－16.(WU Gang. Comparison of failure effects of rock mass under loading conditions[J]. Rock and Soil Mechanics，1997，18(2)：13－16.(in Chinese))

[18] WU G，ZHANG L. Studying unloading failure characteristics of a rock mass using disturbed state concept[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences，2004，41(Supp.1)：181－187.

[19] 吴 刚，孙 钧. 卸荷应力状态下裂隙岩体的变形和强度特性[J]. 岩石力学与工程学报，1998，17(6)：615－621.(WU Gang，SUN Jun. Deformation and strength characters of jointed rock mass under unloading stress states[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，1998，17(6)：615－621.(in Chinese))

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved. http://www.cnki.net