三峡地区资源环境生态研究

DOI:10.11721/cqnuj20220605

断续裂隙岩体在单向压缩应力状态下的强度与能量特征*

唐红梅,商 超,周福川,宋 刚
(重庆交通大学 岩土工程研究所,重庆 400074)

摘要:【目的】三峡库区边坡岩体内常含断续裂隙,研究探讨这些断续裂隙岩体在压缩应力状态下的岩体强度特征和能量特征,可为三峡库区的防灾减灾提供理论支持。【方法】利用 RFPA 软件对含不同中、缓裂隙倾角和连通裂隙贯通度变化的岩体在单向压缩应力状态下进行数值模拟试验,分析断续裂隙岩体的强度、声发射能量特征及能量损伤系数特征。【结果】1) 断续裂隙岩体的应力-应变曲线在峰值强度后呈现"台阶式下降"现象,它的峰值强度和峰值应变基本呈 2 个"V"字型,随着裂隙贯通度的增加,峰值强度低值由裂隙倾角 20°向 30°转变;2) 选取裂隙贯通度 25%的中、缓倾角断续裂隙岩样和完整岩样在破坏过程中的声发射能量,发现裂隙倾角小于 20°的前期积累能量的低频次很突出,在达到峰值强度后会经历第二次声发射能量爆发;3) 对于岩体变形破坏阶段的能量损伤系数,在应力峰值前,裂隙贯通度 25%岩体的值小于 0.1,仅完整岩样的值达 0.1,峰后阶段该值急剧上升达到 0.8,特别是经历峰后能量释放平台后该值陡升。【结论】研究结果揭示了间断裂隙岩体破坏过程中的强度特征与能量特征,可为三峡库区高边坡断续共线裂隙岩体的合理防治提供重要理论依据。

关键词:三峡库区;断续裂隙岩体;数值模拟;强度;能量特征
中图分类号:TU459 **文献标志码**:A **文章编号**:1672-6693(2022)06-0065-12

三峡库区的陡高边坡岩体由于卸荷和人类工程等活动,使岩体富含裂隙结构面,由此导致的裂隙产状和贯通度情况各异,在荷载作用下岩体强度与破坏情况就变得十分复杂。学者们分别从理论和试验上对裂隙岩体的破坏进行了大量的研究。

在通过试验来对含内部裂隙岩体的研究方面,Wong 等人[1]根据几何形状和传播机理确定了 3 种裂纹如拉伸裂纹、剪切裂纹和混合的拉伸-剪切裂纹。梁露等人[2]发现随着加载方向与节理夹角的减小、节理连通率或排距的增大,节理岩体的破坏模式由阶梯状张拉断裂逐渐转变为沿节理平面剪切断裂。张伟等人[3]用水泥砂材料浆制作具有不同倾角的贯通裂隙岩体,分别对试样施加静、动荷载,发现裂隙岩体的破坏具有脆性破坏的特征,它的强度具有应变率敏感性,倾角对裂隙岩体的静、动态力学性能有影响。Bobet 等人[4]通过对预置不同几何形状裂隙的类岩石材料进行了单轴和三轴试验,分析了试样受压变形破坏的拉伸裂纹与剪切裂纹的宏细观存在机制,影响因素包括裂隙倾角、裂隙间距、连续性及张开性,建立了每种类型裂纹的起始方向、初始裂纹的方向以及类型和合并之间的关系。杨圣奇等人[5]通过对断续预制裂隙大理岩进行了单轴压缩试验,发现大理岩变形呈现出局部化渐近破坏特征,它的峰值强度、弹性模量和峰值轴向应变均较完整岩石明显降低,且宏观破坏模式呈现为贯通、压贯通、剪贯通和混合型贯通共 4 种模式,与预制裂隙的几何分布密切相关。

在利用数值模拟软件研究含裂隙岩体受压变形破坏特征方面,冯增朝等人[6]采用岩石单轴试验与 RFPA 数值试验方法结合,分析了宏、微裂纹岩体的裂隙数量和尺度之间的分形关系,发现高层次缺陷对岩体的变形、稳定与破坏起着主导控制作用。唐红梅等人[7]利用 RFPA 针对非闭合变化裂隙岩体破坏的裂纹扩展与强度特征,得出含裂隙岩体的残余强度受裂隙的水平位置、倾角及长度的影响很小的特点。张梅丽等人[8]运用 RFPA 软件模拟发现主裂隙与加载方向垂直或者平行时,岩样主要沿次裂隙发生剪切破坏;主裂隙与次裂隙夹角较小时,岩样主要沿主裂隙发生剪切破坏。程龙等人[9]采用 RFPA 数值模拟了单裂隙脆性岩体在围压和孔压条件下的破坏,发现裂隙长度越小或倾角越陡,裂纹扩展不明显,扩展过程受围压和孔压的影响越明显。梁露等人[10]基于离

* **收稿日期**:2022-02-20 **修回日期**:2022-08-10 **网络出版时间**:2022-12-08 11:47
资助项目:国家自然科学基金(No. 51678097)
第一作者简介:唐红梅,女,研究员,博士生导师,研究方向为岩土地质灾害减灾理论与防治技术,E-mail:hmtang6778@sina.com
网络出版地址:https://kns.cnki.net/kcms/detail//50.1165.N.20221207.1551.007.html

散元软件PFC模拟不同节理倾角、排距和连通率的断续节理岩体的强度与破坏模式,发现随着加载方向与节理夹角的减小、节理连通率或排距的增大,节理岩体的破坏模式逐渐由阶梯状张拉断裂转变为沿节理平面剪切断裂。

在关于岩石受压变形破坏过程中的能量与声发射特征的研究方面,唐巨鹏等人[11]对阜新市孙家湾突出煤层采用声发射监测技术,从声发射能量角度量化了煤与瓦斯突出孕育阶段危险性强弱的指标。张东明等人[12]通过单轴压缩试验对含层理与均质岩石试件建立了基于声发射和能量耗散参数的单轴损伤破坏模型。梁乐等人[13]通过常规的单轴和三轴花岗岩破坏过程中的声发射参数测试,发现单轴下峰值应力前声发射平台现象明显,而三轴下未出现明显声发射平台。张志镇等人[14]通过试验发现岩石变形至破坏失稳中的能量转化是一个动态的过程,建立了受荷岩石能量转化随轴向应力的自我抑制演化模型,并用红砂岩能量演化试验对其进行了验证。

综上所述,目前的研究主要聚焦在完整岩石或较单一的裂隙岩体,进行试验研究或数值模拟来获得强度特征或完整岩石声发射能量,并不能满足实际工程中复杂岩体在应力状态下变形破坏与能量特征分布规律。本研究针对三峡库区高边坡断、续共线裂隙岩体在单向压缩条件应力条件下受裂隙倾角和裂隙贯通度的影响,利用岩石破裂过程分析系统RFPA以获取在变形破坏过程中的岩体强度特征、声发射能量特征和能量损伤系数变化规律,为三峡库区断、续裂隙岩体陡高边坡的监测预警和工程设计提供重要依据。

1 模拟设计方案

RFPA软件是基于线弹性力学的以弹性损伤理论和修正后的Coulomb破坏准则研发的能够模拟材料渐进破坏直至失稳全过程的数值试验工具。它的计算方法基于有限元理论和统计损伤理论,选取修正后的库仑准则作为单元破坏的强度判定依据。该方法考虑了材料性质的非均性、缺陷分布的随机性,并把这种材料性质的统计分布假设结合到数值计算方法(有限元法)中,对满足给定强度准则的单元进行破坏处理,从而使得非均匀性材料破坏过程的数值模拟得以实现。

系统计算所需输入的细观强度值和微观弹性模量值计算式如下[7]:

$$\begin{cases}\dfrac{f_{宏观}}{f_{微观}}=0.260\ln m+0.023\ 3(1.2\leqslant m\leqslant 50)\\ \dfrac{E_{宏观}}{E_{微观}}=0.141\ 2\ln m+0.647\ 6(1.2\leqslant m\leqslant 10)\end{cases}\tag{1}$$

其中:$E_{宏观}$和$f_{宏观}$分别为岩石宏观弹性模量和强度(单位:MPa);$E_{微观}$和$f_{微观}$分别为岩石微观弹性模量和强度(单位:MPa);m为均质度,岩石材料均质度越大,表明材料越均匀。

参考文献[7]的结论,对RFPA各项参数取值为:岩石材料取宏观抗压强度35 MPa,宏观弹性模量为2.6×10^4MPa,通过(1)式计算获得岩石的微观强度值与微观弹性模量值(表1),尺寸较小情况下,均质度m介于$1.5<m<3$,这里取$m=2$。岩体中裂隙的参数取值参见表2。

表1 岩石的力学参数

Tab.1 Mechanical parameters of limestone

宏观抗压强度/MPa	微观抗压强度/MPa	宏观弹性模量/MPa	微观弹性模量/MPa	泊松比	粘聚力/MPa	内摩擦角/(°)	密度/(g·cm^{-3})
35	171	26 000	34 800	0.2	0.9	34	2.65

表2 裂隙的力学参数

Tab.2 Mechanical parameters of fractures

抗压强度/MPa	弹性模量/MPa	泊松比	密度/(g·cm^{-3})	宽度/mm
6	1×10^{-14}	0.498	1×10^{-8}	1

模拟岩样初始裂隙布置模型如图1所示。模型宽高比为1∶2,宽为150 mm,高为300 mm,单元格划分为1 500×3 000个网格。以模型形心O为基点,预设3段长度均为$a=10$ mm的裂隙,将中间裂隙的中点定在模型形心O,设3段裂隙的间距长度为b,3段裂隙a及2段间距b的总长设为c,裂隙端部与岩样长度方向自由边

的距离设为侧边距 s，裂隙非闭合无填充。

贯通度 F 定义为裂隙长度与总长度的比值。以两段裂隙中点 O、E 为端点组成的线段作为一个计算单元的总长度，长度为 $a+b$；一个计算单元内裂隙长度为 a 为 10 mm，b 为岩桥未通段，取值分别为 30、20、10 mm。裂隙贯通度计算根据下式，经计算得到裂隙贯通度为 25%、33%和 50%。

$$F=\frac{a}{a+b}\times 100\%。\tag{2}$$

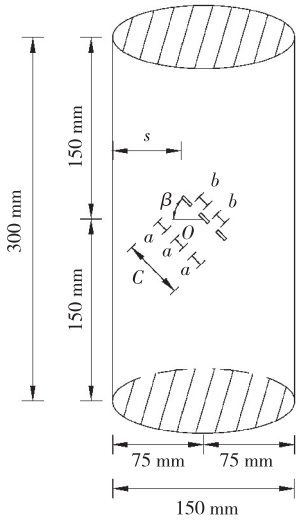


图 1　间断裂隙岩样模型

Fig. 1　Inter-fracture rock sample model

模拟断续裂隙岩体的 16 种工况（表 3）。在表 3 中，裂隙贯通度 F 范围设定为 25%、33%和 50%共 3 种；裂隙倾角 β 设定为 0°、10°、20°、30°和 45°，并考虑了完整岩样的情况；采用平面应力单轴加压采用位移加载模式，加载速率为每步 0.002 mm。

表 3　试验工况

Tab. 3　Mechanics parameters of the model material

裂隙倾角	贯通度		
	25%	33%	50%
0°	工况 1(0°,25%)	工况 2(0°,33%)	工况 3(0°,50%)
10°	工况 4(10°,25%)	工况 5(10°,33%)	工况 6(10°,50%)
20°	工况 7(20°,25%)	工况 8(20°,33%)	工况 9(20°,50%)
30°	工况 10(30°,25%)	工况 11(30°,33%)	工况 12(30°,50%)
45°	工况 13(45°,25%)	工况 14(45°,33%)	工况 15(45°,50%)
完整岩样	工况 16(完整岩样)		

2 岩体强度特征分析

2.1 不同裂隙倾角和贯通度的应力-应变曲线

通过 RFPA 数值实验得到不同裂隙倾角和贯通度岩样及完整岩样的应力-应变曲线如图 2 所示。由图 2 可将应力-应变曲线破坏过程大致分为 3 个阶段：

1）微裂纹阶段：加载初期，岩样内部原生微小裂隙和缺陷闭合，它的应力-应变曲线几乎呈线弹性关系，随着加载步数增加，岩样预设裂隙尖端开始萌生次生微裂隙并逐渐扩展，但微裂纹扩展过程较缓慢；裂隙贯通度和倾角对它的影响不敏感，但随裂隙贯通度的增加，它的屈服强度有所降低，完整岩样的屈服强度最大；

2）峰前脆性破坏阶段：随着加载步数的增加，微裂纹继续扩展延伸，微小分支裂纹持续增多，微裂纹间相互

贯通,部分微裂纹汇集并连通形成局部宏观裂隙,加载步数继续增加,局部宏观裂隙扩展形成宏观大裂隙,此时岩样达到峰值应力,完整岩样峰值强度最大,裂隙岩体裂隙倾角为 45°时,峰值强度最大,按照峰值应变由大到小排序,裂隙贯通度为 25%时的顺序为 45°(工况 13)、10°(工况 4)、30°(工况 10)、20°(工况 7)、0°(工况 1),当裂隙贯通度为 33%时的顺序为 45°(工况 14)、20°(工况 8)、10°(工况 5)、0°(工况 2)、30°(工况 11),裂隙贯通度为 50%时的顺序为 30°(工况 12)、20°(工况 9)、45°(工况 15)、10°(工况 6)、0°(工况 3);

3) 残余强度阶段:除裂隙贯通度 25%和 33%的裂隙倾角为 10°、45°和完整岩样,其余工况的应力-应变曲线均出现了峰值后"台阶式下降"的现象,随着应变的快速增加,应力-应变曲线呈缓慢台阶式降低至残余强度阶段的现象。

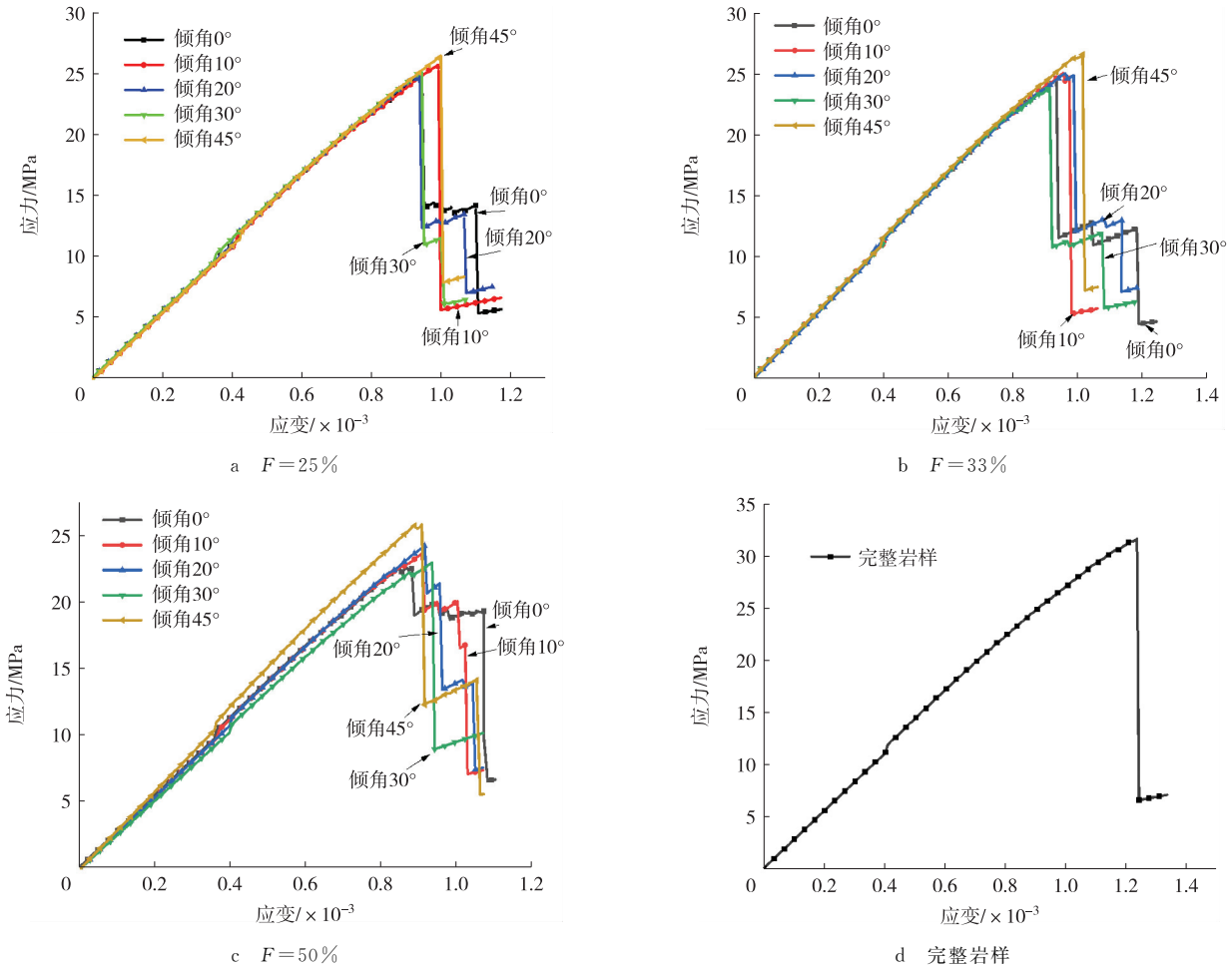


图 2　不同工况岩样的应力-应变曲线

Fig. 2　Inter-fracture rock sample model

裂隙贯通度由 25%增大到 50%,岩样峰后应力-应变曲线的"台阶状下降"的平台有增多现象。因为低贯通度时,岩样破坏受自由边影响;裂隙高贯通[7]度时,岩样破坏受裂隙尖端互馈机制作用,当裂隙尖端与岩样边界或与其他裂隙尖端距离较近,加载过程中裂隙尖端微破裂形成数量就会增多,加载后期岩样达到峰值应力后应力下降,宏观裂隙暂时停止扩展,但之前生成的微破裂会在这种低应力状态下继续扩展,应力会缓慢上升达到宏观裂隙扩展的强度后,宏观裂隙继续扩展直至贯通岩样上下端面,使岩样破坏,所以它的应力-应变曲线残余强度呈"台阶状下降现象"较多。

2.2 裂隙岩体峰值强度与峰值应变

图 3 给出了不同的裂隙倾角和裂隙贯通度的裂隙岩体的峰值强度特征。由图 3 可知,随着裂隙倾角增加,岩样峰值强度呈现"增—减—增"的表现形式。当裂隙贯通度较低如 25%时,裂隙倾角 10°的岩样的峰值强度达到第一个峰值,裂隙倾角为 20°的岩样时为低值,贯通度较高如 33%与 50%时,裂隙倾角 30°的岩样的强度峰值

为低值，裂隙倾角 45°所有贯通度岩样的峰值强度达到最大值，说明岩样裂隙扩展不是沿此裂隙倾角扩展破裂，随裂隙贯通度增加，峰值强度低值由裂隙倾角 20°向裂隙 30°转移，裂隙高贯通度时，裂隙倾角较小时峰值强度最低。

图 4 为不同裂隙倾角和裂隙贯通度的裂隙岩体的峰值应变特征。由图 4 可知，随裂隙倾角和贯通度的变化，中、低贯通度的岩样的峰值应变呈现 2 个“V”字特征，裂隙高贯通度如 50%，岩样峰值应变仅为一个倒“V”字，随裂隙贯通度的增加，岩样的峰值应变的较大值由裂隙倾角 10°向 20°和 30°转移；当中、低贯通度裂隙岩样时，裂隙倾角 20°～30°时的峰值应变为较小值，但当裂隙贯通度到 50%时，裂隙倾角 30°的岩样的峰值应变为最大值。

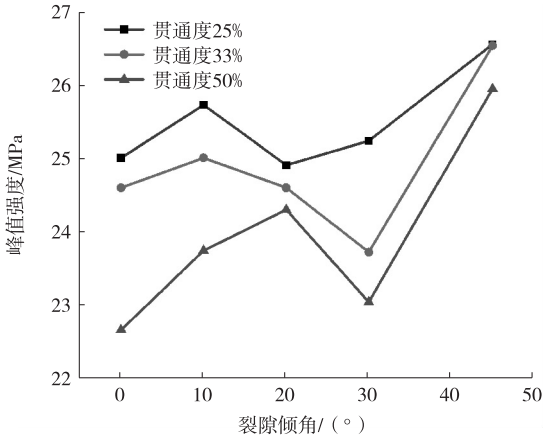


图 3　不同裂隙倾角与贯通度的岩样峰值强度

Fig. 3　peak strength of different fracture angle and penetration of rock mass

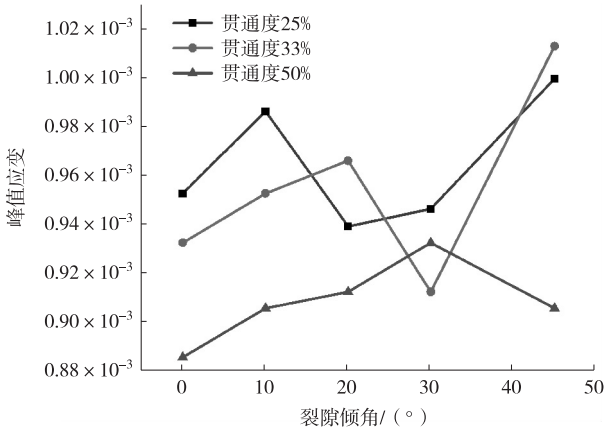


图 4　不同裂隙倾角与贯通度的岩样峰值应变

Fig. 4　peak strain of different fracture inclination and peak penetration degree of rock mass

3 岩体破坏过程中声发射能量幅值特征

脆性岩体在荷载作用下发生的破坏具有突发性，但在破坏前均有前兆，这是由于岩体内存在着大量的微裂隙需要贯通，岩体内积聚的能量一部分会以弹性波的形式释放，即声发射现象。当岩样内部仅产生微裂纹时，能量幅值较低，当岩样出现宏观裂纹时，能量幅值将会快速升高，因此能量幅值可以作为岩样破坏程度的特征信号。

根据岩样破坏过程中声发射能量随应力-应变变化分为“前期能量积累”和“后期能量爆发”两个阶段。岩样在压缩过程中单次能量释放发生的次数、幅值与累积能量曲线斜率变化是判断岩样破坏程度的阶段性指标。用 N_1 视为低能级频次，用 N_2 视为高能级频次，高能级频次与低能级频次比值视为 L_1，岩样破坏过程累积能量曲线斜率定义为 k，能量累积曲线在不同阶段它们的斜率分为 k_1、k_2 和 k_3，它们的比值分别为 L_2 和 L_3，这里 L_1、L_2、L_3 计算式分别如下所示：

$$L_1=\frac{N_2}{N_1}, \tag{3}$$

$$L_2=\frac{k_2}{k_1}, \tag{4}$$

$$L_3=\frac{k_3}{k_2}。 \tag{5}$$

由它们的定义可知：L_1 值是划分岩样破坏过程处于哪个阶段；L_2 值是确定岩样破坏过程中是否达到了“后期爆发”阶段；L_3 是确认岩样破坏过程中的应力-应变曲线下降是否有“台阶状下降”现象。

对裂隙贯通度 25%在不同的中裂隙中、缓倾角下的能量幅值进行分析，如图 5 所示。依据本文试验和文献[12]的结果，将单次能量幅值 $E<3.92$ J 视为低能级，将单次能量幅值 $E\geqslant 3.92$ J 视为高能级。

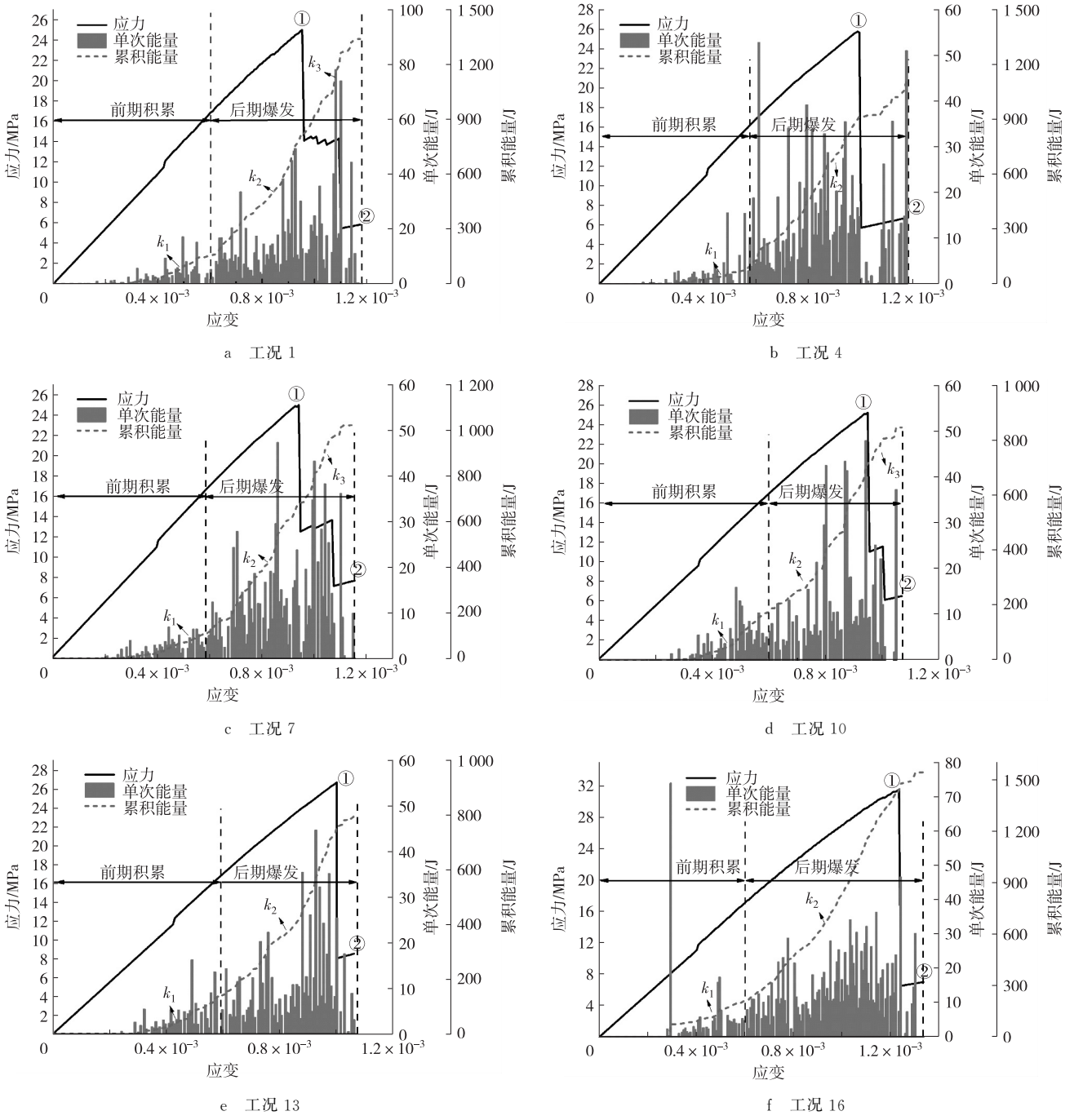


图 5　应力应变曲线与声发射能量

Fig. 5　Stress-strain curves and acoustic emission energy

从图 5 中 6 种工况的前期声发射能量的积累和后期声发声能量的集中爆发，根据(3)～(5)式获得了不同工况下的 L_1、L_2 和 L_3 的计算值(表 4)。

根据表 4 中各种工况的能量比值参数 L_1、L_2 和 L_3 岩样破坏阶段性指标，作如下分析：

1) 当 $L_1<0.94$ 时，工况 1、工况 4、工况 7、工况 10 和工况 13，它们在前期能量积累微裂纹扩展阶段，单次能量释放低能级频次高于高能级频次，较低能量占主体地位，特别是工况 1、工况 4 和工况 7 较突出，此时岩样处于前期积累阶段，控制在稳定破坏阶段。

2) 当 $L_1>4.46$，$L_2>2.12$ 时，工况 1、工况 4、工况 7、工况 10 和工况 13，它们的单次能量释放高能级频次高于低能级频次，较高能量占主体地位，岩样内部微破裂快速扩展为宏观裂纹贯通阶段，属于后期爆发的第一阶段，进入的不稳定破坏阶段。

3）当 $L_3 \geqslant 0.68$ 时，工况 1、工况 7 和工况 10，这 3 种工况的岩样会经历峰值后二次破坏，且岩样破坏后能量幅值偏高，属于后期能量爆发的第二次爆发阶段，它们的应力-应变曲线存在多级平台现象。$L_3 < 0.68$ 时如工况 4、工况 13 与工况 16 不会经历二次破坏，且岩样破坏后能量幅值偏低，无后期爆发的第二阶段，应力-应变曲线不出现峰值后平台。

4）针对本文的计算模型提出的 L_1、L_2 和 L_3 这 3 个比值的判据适用于该种类型的计算模型，对于其他裂隙组合形式的试样模型也同样具有一定参考价值。

表 4　能量比值参数计算表

Tab. 4　Energy ratio parameter calculation table

阶段	裂隙倾角(工况)	低能级频次	高能级频次	L_1	累积能量斜率			L_2	L_3
					$k_1\times10^5$	$k_2\times10^6$	$k_3\times10^6$		
前期积累	0°(工况 1)	35	13	0.37	6.81				
	10°(工况 4)	32	9	0.28	5.23				
	20°(工况 7)	35	8	0.23	5.13				
	30°(工况 10)	23	18	0.78	9.19				
	45°(工况 13)	21	14	0.67	6.25				
	完整(工况 16)	17	16	0.94	6.25				
后期爆发	0°(工况 1)	8	70	8.75		2.56	2.8	3.76	1.09
	10°(工况 4)	13	58	4.46		2.53	—	4.83	—
	20°(工况 7)	8	60	7.50		2.16	2.34	4.20	1.08
	30°(工况 10)	7	46	6.57		1.95	1.32	2.12	0.68
	45°(工况 13)	9	51	5.67		1.96	—	3.13	—
	完整(工况 16)	5	87	17.40		1.91	—	3.06	—

4 岩体变形破坏过程中的能量组成与损伤系数

4.1 能量组成与计算

岩石在外力作用下存在多种形式变形的能量，如弹性变形对应的弹性势能、塑性变形对应的塑性势能、形成新的表面所耗费的表面能、发生破坏后产生的动能和各种辐射能等。在岩石变形的整个过程中这几种能量互相转化，其中弹性势能具有可逆性：在受力后期，岩石发生灾变破坏时，这些储存的弹性应变能就从岩石内部中释放出来，转化为耗散能。假定岩样在压力机作用下产生变形的试验系统视为一封闭系统，即试验过程中岩样与外界无热量交换发生，根据应力-应变曲线(图 6)，外部输入总能量为 U，依据热力学第一定律，可得：

$$U = U^{\mathrm{d}} + U^{\mathrm{e}}, \tag{6}$$

其中：U^{d} 为峰前耗散能(单位：MJ·m^{-3})，U^{e} 为峰前储存的在峰后可释放弹性应变能(单位：MJ·m^{-3})。

图 6 中给出了从开始到峰值的应力-应变曲线。由应力-应变曲线和弹性模量曲线 E_0 所围成网格的面积为 U^{d}，表示单位体积岩体内部发生裂纹扩展到应力峰值时所需消耗的能量；阴影面积 U^{e} 则表示压缩过程中岩样内部储存的可释放弹性应变能，该部分能量在卸载后会释放转化为耗散能。

三向复杂应力状态下，岩样各部分应变能在主应力空间可表示为：

$$U = \int_0^{\varepsilon_1} \sigma_1 \mathrm{d}\varepsilon_1 + \int_0^{\varepsilon_2} \sigma_2 \mathrm{d}\varepsilon_2 + \int_0^{\varepsilon_3} \sigma_3 \mathrm{d}\varepsilon_3, \tag{7}$$

$$U^{\mathrm{e}} = \frac{1}{2}\sigma_1\varepsilon_1^{\mathrm{e}} + \frac{1}{2}\sigma_2\varepsilon_2^{\mathrm{e}} + \frac{1}{2}\sigma_3\varepsilon_3^{\mathrm{e}}, \tag{8}$$

$$U^{\mathrm{d}} = U - U^{\mathrm{e}}。 \tag{9}$$

其中：

$$\varepsilon_i^{\mathrm{e}} = \frac{1}{E_i}[\sigma_i - u_i(\sigma_j + \sigma_k)]。 \tag{10}$$

式中:σ_i,σ_j,σ_k(i,j,k =1,2,3)为3个主应力;ε_i,ε_i^e(i =1,2,3)分别为3个主应力方向上的应变和弹性应变;μ_i 为泊松比。

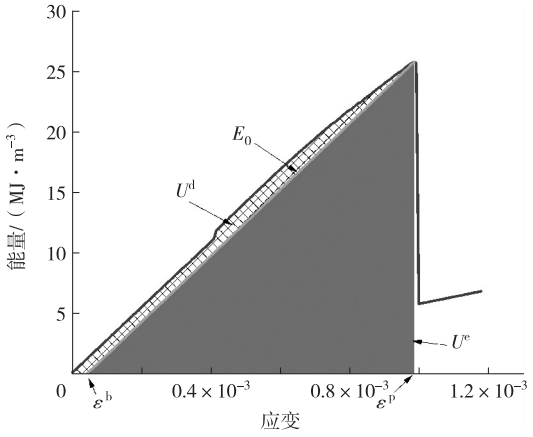


图6 单位体积岩石中能量组成

Fig. 6 Energy relationship in rocks per unit volume

为便于利于工程应用与计算,(10)式中 E_i 可取为初始弹性模量 E_0(弹性模量),可释放弹性应变能 U^e 可以写成如下形式[9]:

$$U^e=\frac{1}{2E_0}[\sigma_1^2+\sigma_2^2+\sigma_3^2-2\mu(\sigma_1\sigma_2+\sigma_2\sigma_3+\sigma_1\sigma_3)]。\tag{11}$$

在单轴压缩试验过程中仅有 σ_1 参与做功,(7)式可退变为下面的(12)式,(11)式退变为(13)式:

$$U=\int_0^{\varepsilon_1}\sigma_1\,\mathrm{d}\varepsilon_1,\tag{12}$$

$$U^e=\frac{\sigma_1^2}{2E_0}。\tag{13}$$

由(6)、(12)和(13)式,可得(14)式:

$$U^d=\int_0^{\varepsilon_1}\sigma_1\,\mathrm{d}\varepsilon_1-\frac{\sigma_1^2}{2E_0}。\tag{14}$$

根据峰值应力点对应的岩样单位体积吸收应变能 U,可释放弹性应变能 U^e 和耗散能 U^d。总能量 U 可由Origin软件处理得到,是关于应力达到峰值点的能量计算方法。选取裂隙贯通度25%下的工况峰值点对应能量如表5所示。

表5 各工况的峰值强度前的能量大小

Tab. 5 Energy data corresponding to the peak point

工况(倾角)	总能量 U/(MJ·m^{-3})	释放弹性应变能 U^e/(MJ·m^{-3})	耗散能 U^d/(MJ·m^{-3})	U^e/U	U^d/U
工况1(0°)	0.275	0.254	0.021	0.924	0.076
工况4(10°)	0.295	0.268	0.027	0.908	0.092
工况7(20°)	0.273	0.252	0.021	0.923	0.077
工况10(30°)	0.278	0.258	0.020	0.928	0.072
工况13(45°)	0.306	0.285	0.021	0.928	0.072
工况16(完整)	0.463	0.412	0.051	0.890	0.110

由表5可知,总应变能最大是完整岩样,它的峰值强度也最大,其次为裂隙倾角为10°(工况4)和45°(工况13)岩样,而裂隙倾角为20°(工况7)的岩样为总能量为最小,峰值强度也最小;弹性率 U^e/U 的均值为0.917,耗散率 U^d/U 的均值为0.083,弹性率高的为裂隙倾角0°(工况1)、30°(工况10)和45°(工况13)这3种工况,耗散率高的为裂隙倾角10°(工况4)和完整岩石(工况16),表明岩样变形峰前阶段以弹性应变能的方式存储外界输

入的能量，岩样内部裂纹扩展通过损伤演化等向外界耗散能量 U^{d} 只占一小部分，在峰值强度之前是一个比较缓慢的能量耗散过程。

4.2 岩体压缩变形破坏中的能量变化与能量损伤系数

岩样变形破坏过程中内部能量的转化关系主要为外部能量输入、内部可释放弹性应变能的积累与耗散能的耗散。岩样的损伤直至完全破坏是在能量驱动下的，耗散能的耗散会对岩体造成损伤，峰后能量耗散导致岩体强度降低，岩体破坏后释放出来的能量都是前期存储的弹性应变能，峰前储存的可释放弹性能积累用于裂隙扩展等转化关系综合作用的结果[14]，即宏观裂纹的形成。根据岩样变形破坏过程中耗散能的变化特征来判定岩样的损伤阶段，用能量损伤系数来表征岩体在加载过程变形破坏。

本文修正后的峰前阶段能量损伤系数 $D_{1(\varepsilon)}$ 是峰前的耗散能 $U^{d}_{1(\varepsilon)}$ 与峰值强度的总能量 U 的比值。峰后阶段岩样会将前期存储的弹性应变能 U^{e}_{p} 快速释放出来，弹性应变能会转化为耗散能，与峰值点的耗散能 $U^{d}_{1(\varepsilon)}$ 共同组成峰后耗散能 $U^{d}_{2(\varepsilon)}$，转化系数 ξ 参考赵志刚等人[15]提出的量化岩石能量损伤的参数，获得峰后能量损伤系数为 $D_{2(\varepsilon)}$。这些参数的具体计算公式如下所示：

$$D_{1(\varepsilon)}=\frac{U^{\mathrm{d}}_{1(\varepsilon)}}{U},\varepsilon\leqslant\varepsilon^{\mathrm{p}}, \tag{15}$$

$$D_{2(\varepsilon)}=\frac{U^{\mathrm{d}}_{2(\varepsilon)}}{U}=\frac{U^{\mathrm{d}}_{1(\varepsilon)}+\xi U^{\mathrm{e}}_{\mathrm{p}}}{U},\varepsilon>\varepsilon^{\mathrm{p}}。 \tag{16}$$

其中：$D_{1(\varepsilon)}$ 为峰前的损伤系数，$D_{2(\varepsilon)}$ 为峰后的损伤系数，$U^{\mathrm{d}}_{1(\varepsilon)}$ 为应变峰前的耗散能，$U^{\mathrm{d}}_{2(\varepsilon)}$ 为峰后的耗散能，$U_{\mathrm{p}}{}^{\mathrm{e}}$ 为应变峰值点前储存可释放的弹性能，ξ 为峰前储存的弹性能峰后转化为耗散能系数，U 为系统总能量即视为峰值应变点前的耗散能与弹性能的总和，所有能量单位均为 $\mathrm{MJ\cdot m^{-3}}$，ε^{p} 为应变峰值点。

选取裂隙贯通度 25％的岩样工况（图 7），通过记录岩样在单轴压缩过程中的能量数据，绘制各个工况的 U，U^{e}，U^{d} 与能量损伤参数之间的关系图，由图可知：1）峰值强度之前阶段的总能量和弹性应变能量均随轴向应变的增加快速增加，而耗散能缓慢增 加，表明 外部输入的能量主要转变为可释放的弹性能储 存，视为硬化吸能阶段；随着加载进入到稳定破坏阶段，外部输入的 能量转化为可释放弹性能储存速度变缓，但耗散能逐步增加，试样中新生细观裂纹大量出现、塑性 变形在总变形中所占比例明显增大，损伤系数有增加。临近峰值强度附近时，存储的可释放弹性能 逐渐达到岩样的储能极限值，耗散能也已累积到一定规模，体积膨胀试样快速形成宏观裂纹。2）峰值强度后阶段岩样内部在峰前阶段所储存的可释放弹性能在短时间内大量快速释放，转化为耗散能快速，视为应变软化阶段，直到宏观裂纹贯通至岩样强度完全丧失。裂隙倾角 10°（工况 4）和 45°（工况 13）及完整岩样（工况 16）储存的弹性应变能释放更快，应力应变曲线无峰后平台（图 7b、e、f）。

由图 7 可知，在应力位于峰前阶段，外部输入能量主要以可释放弹性应变能的方式储存，耗散能占比很小，仅完整岩样（图 7f）的岩样能量损伤系数大于 0.1，裂隙倾角 10°（图 7b）的岩样能量损伤系数接近 0.1，其余的工况的能量损伤系数均在 0.1 以下；在峰后强度阶段，岩样破坏变形急增，峰前强度阶段储存的可释放弹性应变能迅速释放转化为耗散能使它在短时间内显著增大，此时岩样能量损伤参数急剧增大到 0.8 以上，岩样接近完全破坏，工况 4、工况 13 和工况 16，破坏时间更短，峰后应力—应变无平台（图 7b、e、f），工况 1、工况 7 和工况 10 的损伤系数随越过峰后能量平台之后陡升。

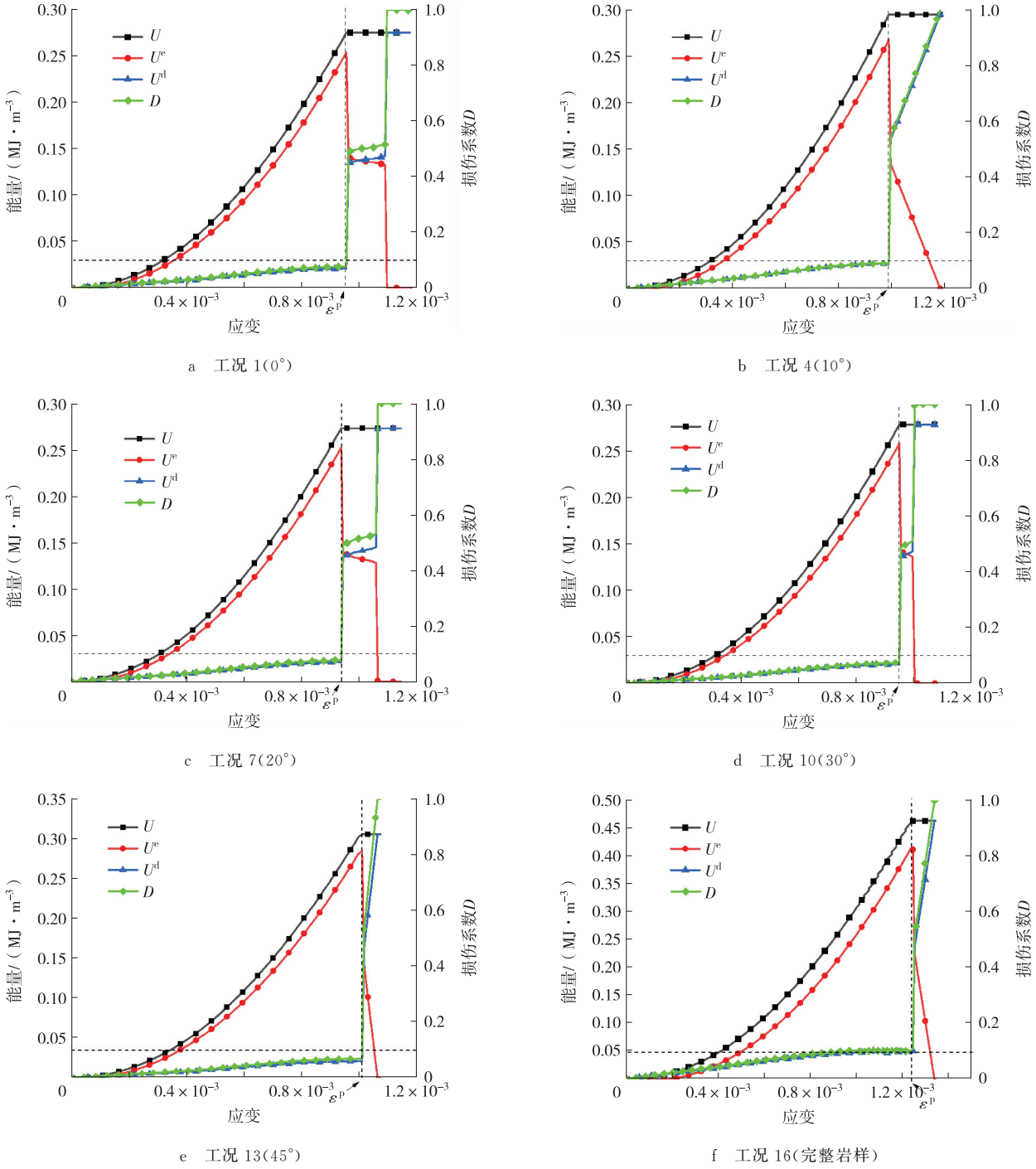
5 结语

本文采用 RFPA 软件对三峡库区的中缓断续裂隙岩体进行了单向压缩模拟试验，分析裂隙倾角的变化和连通贯通度的影响下的裂隙岩体在单向压缩应力条件下的强度、声发射能量和能量损伤系数规律，研究结果如下：

1）断续裂隙岩样破坏过程中的应力-应变曲线在峰后多呈现“台阶状下降”的现象，在加载后期岩样应力陡降但宏观裂隙未完全贯通时会在低应力状态下继续扩展至贯通。随着裂隙倾角增加，岩样峰值强度和峰值应变呈现 2 个“V”字型“增—减—增”现象，峰值强度低值出现在倾角 0°或 20°～30°间；当裂隙贯通度为 25％时，岩样强度在裂隙倾角为 10°时达到第一个大峰值；而贯通度较高如 33％与 50％时，当裂隙倾角为 20°时峰值强大达到第一个高值。裂隙倾角为 45°时岩样峰值强度达第二个大高值。

2）岩样在单向压缩应力状态下破坏过程中声发射能量概化为前期积累的低幅值能量和后期爆发的高幅值

能量两阶段。选取裂隙贯通度 25%的岩样,从声发声能量累计曲线采用前期高、低频次比 L_1 和后期累计能量曲线斜率比 L_2 和 L_3 反映岩体破坏情况,当比值 $L_1<0.94$ 时,岩样处于前期声发射能量积累阶段,当 $L_1>4.46$,$L_2>2.12$ 时,岩样处于后期声发射能量爆发阶段,当 $L_3\geqslant 0.68$ 时,岩样会经历二次破坏,但工况 4、工况 13 和工况 16 这 3 种工况的 $L_3<0.68$,岩样不会经历二次破坏。



a　工况 1(0°)　　b　工况 4(10°)

c　工况 7(20°)　　d　工况 10(30°)

e　工况 13(45°)　　f　工况 16(完整岩样)

图 7　岩样能量转化与损伤变量图

Fig. 7　Figure of energy conversion and damage variables

3) 岩体在单向应力状态下变形破化中耗散能量与峰后内部储存的能量转化获得的能量损伤参数,在峰前阶段,岩样内部耗散能占比很小,仅完整岩样能量损伤参数达到 0.1。在峰后阶段,能量损伤参数由于峰前储存的弹性能快速转化为耗散能用于宏观裂纹的扩展,它的值显著增大,无峰后能量平台的该值急剧增大至 0.8 以上,岩样完全破坏。存在峰后能量平台时它的损伤系数会越过越过平台后急剧陡升。

参考文献：

[1] WONG L，EINSTEIN H H. Systematic evaluation of cracking behavior in specimens containing single flaws under uniaxial compression[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences，2009，46(2)：239-249.

[2] 肖桃李，李新平，贾善坡. 含 2 条断续贯通预制裂隙岩样破坏特性的三轴压缩试验研究[J]. 岩石力学与工程学报，2015，34(12)：2455-2462.
XIAO T L，LI X P，JIA S P. Experimental study on failure characteristics of rock sample with two discontinuous penetrating precast fractures under triaxial compression[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2015，34(12)：2455-2462.

[3] 张伟，周国庆，张海波等. 倾角对裂隙岩体力学特性影响试验模拟研究[J]. 中国矿业大学学报，2009，38(1)：30-33.
ZHANG W，ZHOU G Q，ZHANG H B，et al. Experimental simulation study on the influence of dip angle on mechanical properties of fractured rock mass[J]. Journal of China University of Mining and Technology，2009，38(1)：30-33.

[4] BOBET A，EINSTEIN H H. Fracture coalescence in rock-type materials under uniaxial and biaxial compression[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences，1998，35(7)：863-888.

[5] 杨圣奇，戴永浩，韩立军，等. 断续预制裂隙脆性大理岩变形破坏特性单轴压缩试验研究[J]. 岩石力学与工程学报，2009，28(12)：2391-2404.
YANG S Q，DAI Y H，HAN L J，et al. Experimental study on deformation and failure characteristics of brittle marble with intermittent precast fractures under uniaxial compression[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2009，28(12)：2391-2404.

[6] 冯增朝，赵阳升. 岩体裂隙尺度对其变形与破坏的控制作用[J]. 岩石力学与工程学报，2008(1)：78-83.
FENG Z C，ZHAO Y S. Control effect of fracture scale on deformation and failure of rock mass[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2008(1)：78-83.

[7] 唐红梅，王平，王林峰. 变化裂隙岩体的压缩破坏 RFPA 数值模拟[J]. 重庆交通大学学报(自然科学版)，2020，39(2)：103-110.
TANG H M，WANG P，WANG L F. Numerical simulation of RFPA for compression failure of varied fractured rock mass[J]. Journal of Chongqing Jiaotong University (Natural Science Edition)，2020，39(2)：103-110.

[8] 张梅丽，梁正召，高敏，等. 含交叉裂隙岩体力学性质数值模拟研究[J]. 地下空间与工程学报，2020，16(3)：758-769.
ZHANG M L，LIANG Z Z，GAO M，et al. Numerical simulation of mechanical properties of rock mass with cross fracture[J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering，2020，16(3)：758-769.

[9] 程龙，刘相如. 孔、围压作用下断续单裂隙岩石破坏数值模拟[J]. 人民长江，2012，43(13)：73-76.
CHENG L，LIU X R. Numerical simulation of rock failure with discontinuous single fracture under pore and confining pressure [J]. Yangtze River，2012，43(13)：73-76.

[10] 梁露，刘怀忠，肖明砾，等. 断续节理岩体破坏模式对强度特性的影响[J]. 水电能源科学，2020，38(5)：113-117.
LIANG L，LIU H Z，XIAO M S，et al. Influence of failure mode on strength characteristics of discontinuous jointed rock mass [J]. Journal of Hydropower Energy Science，20，38(5)：113-117.

[11] 唐巨鹏，郝娜，潘一山，等. 基于声发射能量分析的煤与瓦斯突出前兆特征试验研究[J]. 岩石力学与工程学报，2021，40(1)：31-42.
TANG J P，HAO N，PAN Y S，et al. Based on the analysis of the acoustic emission energy precursory characteristics of coal and gas outburst experimental study[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering，2021，40(1)：31-42.

[12] 张东明，白鑫，尹光志，等. 含层理岩石单轴损伤破坏声发射参数及能量耗散规律[J]. 煤炭学报，2018，43(3)：646-656.
ZHANG D M，BAI X，YIN G Z，et al. Including bedding rock uniaxial damage acoustic emission parameters and energy dissipation of [J]. Journal of Coal，2018，43(3)：646-656.

[13] 梁乐，王志亮. 不同加载条件下陕西华山花岗岩破坏过程的声发射特性[J]. 水文地质工程地质，2014，41(2)：86-90.
LIANG L，WANG Z L. Acoustic emission characteristics of the failure process of Huashan granite in Shaanxi province under different loading conditions[J]. Hydrogeology and Engineering Geology，2014，41(2)：86-90.

[14] 赵志镇，高峰. 单轴压缩下岩石能量演化的非线性特性研究[J]. 岩石力学与工程学报报，2012，31(6)：1198-1207.
ZHAO Z Z，GAO F. Nonlinear characteristics of rock energy evolution under uniaxial compression[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2012，31(6)：1198-1207.

[15] 赵志刚，高成章，贾志闯，等. 岩石破碎过程中能量演化的模拟分析[J]. 矿业研究与开发，2016，36(11)：50-54.
ZHAO Z G，GAO C，JIA Z C，et al. Simulation analysis of energy evolution in rock crushing process[J]. Mining Research and Development，2016，36(11)：50-54.

Resources, Environment and Ecology in Three Gorges Area

Strength and Energy Characteristics of Discontinuous Collinear Fractured Rock Mass under Compressive Stress

TANG Hongmei, SHANG Chao, ZHOU Fuchuan, SONG Gang

(Institute of Geotechnical Engineering, Chongqing Jiaotong University, Chongqing 400074, China)

Abstract: [**Purposes**]The slope rock mass in the Three Gorges reservoir area often contains discontinuous fractures. It is of great significance to explore the strength and energy characteristics of discontinuous fractured rock mass under compressive stress for disaster prevention and mitigation in the three Gorges Reservoir area. [**Methods**]RFPA software was used to conduct numerical simulation tests under unidirectional compressive stress for rock mass with different medium and slow crack inclinances and varying degree of connectivity of connected crack. The characteristics of strength, acoustic emission energy and energy damage coefficient of discontinuous fractured rock mass were analyzed. [**Findings**]The results show that: 1) The stress-strain curve of the discontinuous fractured rock mass shows a "step-down" phenomenon after the peak strength, and the peak strength and the peak strain basically show two v-shaped shapes. With the increase of the fracture connection degree, the low value of the peak strength changes from 20° to 30°. 2) Acoustic emission energy of fractured rock samples with medium and slow dip angles and intact rock samples with 25% fracture continuity was selected in the failure process. It was found that the low frequency of accumulated energy in the early stage was prominent when the fracture inclination Angle was less than 20 degrees, and the second acoustic energy burst would occur after reaching the peak intensity. 3) For the energy damage coefficient of rock mass deformation and failure stage, before the stress peak, the value of rock mass with 25% fracture connection is less than 0.1, and only the value of intact rock sample is up to 0.1. In the post-peak stage, the value of rock mass with 25% fracture connection increases rapidly to 0.8, and the stress platform rises faster after no peak. [**Conclusions**]The research results reveal the strength and energy characteristics of discontinuous fractured rock mass in the process of failure, which can provide an important theoretical basis for the reasonable prevention and control of discontinuous collinear fractured rock mass in the high slope of the Three Gorges reservoir area.

Keywords: Three Gorges reservoir area; Intermittent fissure of rock mass; numerical simulation; strength; energy characteristics

(责任编辑 许 甲)