

DOI:10.16031/j.cnki.issn.1003-8035.2019.01.16

非贯通非共面凝灰岩节理岩体各向异性及其能量特征分析

宋 洋¹, 任 萌², 张维东², 王贺平², 李 征²

(1. 辽宁工程技术大学建筑与交通学院, 辽宁 阜新 123000;

2. 辽宁工程技术大学土木工程学院, 辽宁 阜新 123000)

摘要: 通过预制平行非贯穿节理试件进行单轴压缩试验, 系统研究在节理倾角和节理间距组合形式下, 对岩石试件的应力-应变曲线、峰值强度、变形参数、能量特征等的影响。试验研究发现: (1) 平行节理岩体强度和变形曲线随节理倾角都呈现 U 型, 当节理倾角为 60° 时, 岩石单轴抗压强度取得最小值, 表现出强烈的各向异性, 随着节理间距的增大, 岩石的单轴抗压强度逐渐增大; (2) 试件破坏模式主要与节理倾角有关, 在倾角为 30°、45° 时为张拉破坏或者张剪破坏特征, 在倾角为 60° 时表现出剪切破坏特征, 倾角为 75° 时为张剪破坏; (3) 岩石在变形各阶段中吸收能量与耗散能成非线性增长, 弹性应变能呈现先增加后减小, 能量曲线随节理间距成指数增加关系。

关键词: 平行节理; 单轴压缩; 节理间距; 各向异性; 能量

中图分类号: P542+.33

文献标识码: A

文章编号: 1003-8035(2019)01-0126-07

Analysis of anisotropy and energy characteristics of tuffs with non-penetrating joints

SONG Yang¹, REN Meng², ZHANG Weidong², WANG Heping², LI Zheng²

(1. College of Architecture and Transportation, Liaoning Technical University, Fuxin, Liaoning 123000, China;

2. Civil Engineering College, Liaoning Technical University, Fuxin, Liaoning 123000, China)

Abstract: The uniaxial compression test is performed on samples with prefabricated parallel non-penetrating joints. The influence of joint angle combined with the joint spacing on the stress strain curves, peak strength, deformation parameters and energy characteristics of rock specimens are systematically studied. The results indicate that: (1) the strength and deformation curves rock mass with parallel joints are U-shaped. When the joint dip is 60 degrees, the uniaxial compressive strength is minimum, and the anisotropy characteristic is obvious. With the increase of joint spacing, the uniaxial compressive strength gradually increases. (2) The failure mode of the specimen is mainly related to the inclination angle of the joint. Specimen damage appears tensile failure or tensile-shear failure while the joint inclination angle is 30° and 45°, it appears shear failure while the joint inclination angle is 60°, and the tensile-shear failure is predominant while the joint inclination angle is 75°. (3) both the absorption energy and the dissipative energy of rock mass at different stages of deformation increase nonlinearly. Elastic strain energy firstly increases and then decreases, and the energy curve grows exponentially with the joint spacing.

Keywords: parallel joints; uniaxial compression; joint spacing; anisotropy; energy

收稿日期: 2018-05-02; 修订日期: 2018-05-15

基金项目: 国家自然科学基金(5150412, 51174268); 辽宁省教育厅一般项目(LJYL057)

第一作者: 宋 洋(1982-), 男, 博士, 副教授, 主要从事岩体力学方面研究。E-mail: lgdsongyang@163.com

通讯作者: 任 萌(1993-), 男, 硕士研究生, 主要从事岩体力学方面研究。E-mail: 844501084@qq.com

0 引言

天然岩体大多由形状各异各类裂隙、节理、断层组成,节理面对岩体的失稳破坏有重要的影响,因此,对于节理岩石的力学特性研究对提高工程岩体稳定性显得极为迫切。为此,李森等^[1]对预制单节理花岗岩试件进行冲击劈裂试验,分析了单节理岩石的能量耗散规律及各项异性特征;PARK等^[2]对预制节理类岩石的破坏裂纹进行对比分析,提出了8种平行节理的翼裂纹和次生裂纹发展贯通模式,发现节理分布对岩样强度的影响;杨阳等^[3]研究了在不同节理厚度和加载速度下的冲击荷载对岩石力学性质和破坏规律的影响,并从能量角度分析了岩石损伤变化规律;肖维民等^[4]通过试验与数值模拟对照,对正六棱柱型柱状节理岩体项异性强度准则进行了逐步验证;周喻等^[5]通过构建不同节理倾角、连通率的等效岩体模型,展开了在单轴压缩条件下节理连通率对岩体强度、能量演化产生影响的定量研究;KULATILAKE P H S W等^[6]通过对堆砌体进行单轴试验得出了节理岩体的强度和张量组件之间呈非线性关系;SINGH M等^[7]通过单轴压缩试验阐述了节理相对轴力施加方向的角度影响节理岩样单轴抗压强度;杨圣奇等^[8]对预制不同倾角的断续裂隙大理岩在不同围压下强度和变形特征进行了探讨,讨论了裂纹扩展破坏模式;郭彦双等^[9]对预制裂隙的辉长岩在单轴荷载下不同倾角对岩石起裂应力、峰值强度,以及裂隙破裂模式进行了对比分析;李银平等^[10]对预制裂纹的大理岩单轴压缩的裂纹扩展模式进行了讨论;李树忱等^[11]研究了贯穿节理类岩石试件峰后力学性质与裂隙倾角之间的关系,反映了类岩石试件在加载破坏峰后力学和变形破坏特性。上述研究中,分别对节理连通率、倾角、厚度在单轴试验下进行了研究,但在节理间距与节理倾角对岩体产生影响的研究尚少,因此开展了单轴压缩试验,研究了节理倾角和节理间距对岩石的力学性质和能量耗散特点。

1 试验制备及试验加载方案

1.1 试件制备

本次试验选取凝灰岩,其试件全部出自于辽宁阜新侏罗系上统吐呼噜组凝灰岩,按照规程采用湿式加工法提取出尺寸为 $\varphi 50\text{ mm} \times 100\text{ mm}$ 的圆柱形标准试件,用岩石切割机磨平两端面,高度、平行度和垂直度符合国际岩石力学学会(ISRM)要求,将固定在可倾斜角固式平口万向台钳上的试样采用高速电动切割机进行切割,超薄金刚石锯片厚度为 0.8 mm ,为分析节理

倾角和间距的相互关系对岩体变形破坏特征的影响规律,制作成节理倾角 α 分别为 30° 、 45° 、 60° 和 75° ,节理间距 s 分别为 5 mm 、 10 mm 、 15 mm 、 20 mm 的三平行节理试件,其中预制节理长度为 4 cm ,厚度为 1.2 mm ,连通率为 0.3 ,节理布置如图1所示,节理处用石膏进行填充。通过观察岩样外观来剔除外表存在裂纹和残缺的试件,采用超声波法和间距测定,剔除差异较大试件,保证岩样力学性质一致。

1.2 试验加载方案

本次试验加载系统采用辽宁工程技术大学土木工程试验中心的WAW-1000微机控制电液伺服万能试验机,最大试验力为 $1\ 000\text{ kN}$,试验前在端面摸适量黄油来减小端部效应对试验带来影响,试验装置如图2所示,室温条件下,对不同节理倾角的凝灰岩试样进行单轴压缩试验,单轴压缩试验加载直至试件破坏;单轴压缩试验采用轴向位移控制,加载速度均保持在 0.1 mm/min ,采用动态应变仪对纵向应变进行量测,对不同节理倾角和间距的应力应变曲线进行了统计分析。

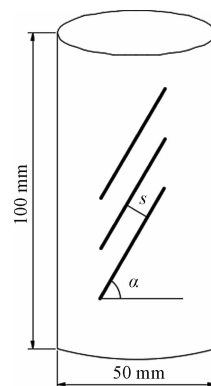


图1 平行节理布置图

Fig.1 Parallel joint layout

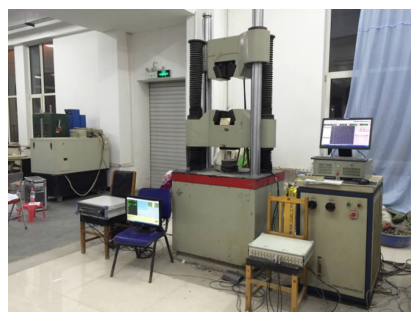


图2 实验装置图

Fig.2 Experimental device

2 试验结果及分析

2.1 应力应变曲线

不同节理倾角和间距分布的试件应力-应变曲线

(图 3),从图 3 可以看出,在单轴压缩过程中,岩样大致经历了四个阶段:初始压密阶段、弹性变形阶段、屈服阶段和应变软化阶段,其中初始压密阶段持续时间较短,弹性变形阶段持续时间较长,峰前应力应变曲线可以近似为线性关系,所有节理组合形式在峰值强度后都发生应力迅速跌落,相较完整岩样,预制节理试件在到达峰值前产生明显的局部化破坏特征,使轴向应变增加。在节理间距一定时,应力应变曲线随角度变化由单峰曲线变成多峰曲线。

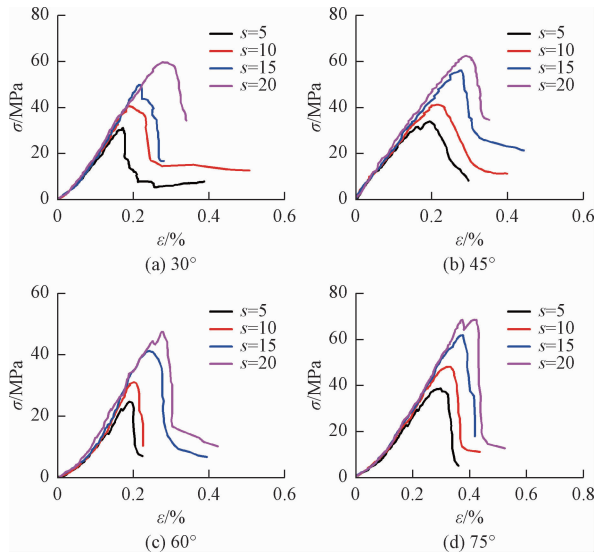


图 3 试件的轴向应力-应变曲线

Fig. 3 Axial stress-strain full curve of specimen

2.2 节理倾角和间距对试件峰值强度的影响

完整试样应力应变曲线单轴抗压强度为 74.86 MPa,将含预制节理试件的弹性模量与完整试件的峰值强度之比 $\frac{\sigma_{JR}}{\sigma_R}$ 作为当量化峰值强度,岩样的峰值强度与节理间距可通过指数衰减函数拟合(图 4、图 5):

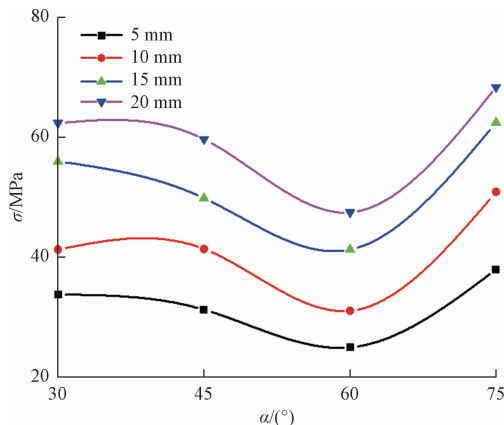


图 4 不同节理倾角下峰值强度变化曲线

Fig. 4 Variation of peak strength under different joint inclination angles

在不同节理倾角下,表 1 列出了节理岩体当量强度随节理间距变化的各拟合曲线的参数和相关系数 R^2 。

表 1 当量峰值强度与节理间距的拟合参数

Table 1 Fitting parameters of equivalent peak strength

节理倾角 $\alpha/^\circ$	A	B	C	R_2
30°	2.737 77	-2.450 26	77.992 55	0.920 88
45°	2.693 96	-2.436 03	77.592 58	0.924 85
60°	2.790 95	-2.577 81	81.995 36	0.977 17
75°	2.539 89	-2.185 84	67.988 3	0.999 28

$$y = A + Be^{-\frac{x}{c}}$$

不同节理倾角下峰值强度变化曲线如图 4,从图中可以得出,表现出随着节理倾角先减小后增大的趋势,其曲线形式呈现 U 型,试件的峰值强度小于完整试件,30°和 75°倾角试件的峰值强度较大,60°倾角试件的峰值强度最小值达到 25 MPa,这是由于不同的节理分布发生不同程度的变形所致,表现出节理试件各向异性特征。节理岩体峰值强度随着节理间距的减小而逐渐减小,节理间距与峰值强度之间存在明显的非线性关系,当节理倾角一定时,峰值强度在不同的节理间距下,随节理间距的减小峰值强度降低速度越快,这是由于节理面相互作用对岩石强度弱化作用造成的。

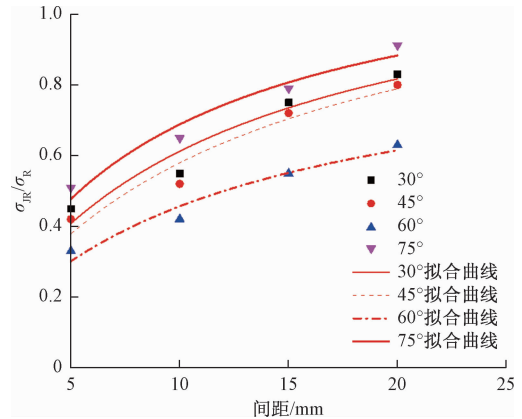


图 5 不同节理间距下当量化峰值强度拟合曲线

Fig. 5 Fitting curves of quantized peak strength under different joint spacing

不同节理间距下当量化峰值强度拟合曲线如图 5。节理倾角为 60°的试件当量化峰值强度在节理间距为 5 mm 达到了最小值 0.33,在倾角为 75°时当量化峰值强度最大值达到了 0.91。当节理倾角为 30°,节理间距 s 由 5 mm 分别增大为 10 mm、15 mm、20 mm 时,相应的节理当量化峰值强度值由 0.45 分别增大到 0.83、0.55、0.75,变化幅度为 38%,在节理倾角为 45°、60°、75°时,当量化峰值强度变化分别为 38%、30%、40%,可以看出

随节理间距的变化,峰值强度整体变化幅度相近。

2.3 节理倾角和间距对试件弹性模量的影响

完整岩石弹性模量为 29.47 GPa,将含预制节理试件的弹性模量与完整试件的弹性模量之比 $\frac{E_{JR}}{E_R}$ 作为当量化弹性模量,在各节理间距下,节理岩体当量弹性模量随节理倾角的变化曲线如图 6 所示。

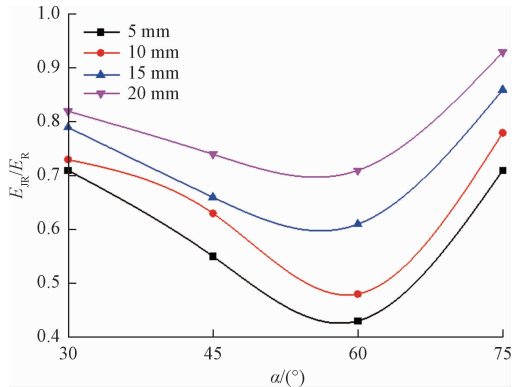


图 6 节理岩体当量弹性模量随节理倾角的变化曲线

Fig. 6 Variation of equivalent elastic modulus of jointed rock mass with joint inclination angle

在不同节理倾角下,表 2 列出了节理岩体当量弹性模量随节理间距变化的各拟合曲线的参数和相关系数 R^2 。

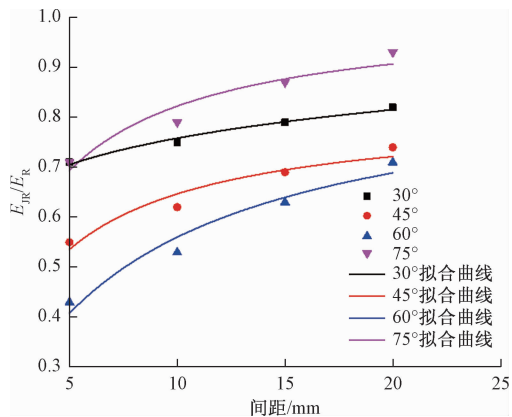


图 7 节理岩体当量弹性模量随节理间距的拟合曲线

Fig. 7 Fitting curve of equivalent elastic modulus of jointed rock mass with joint spacing

表 2 当量弹性模量与节理间距的拟合参数

Table 2 Fitting parameters of equivalent elasticity modulus and joint spacing

节理倾角 $\alpha/(^\circ)$	A	B	C	R^2
30°	1.049 94	-0.388 31	37.979 87	0.997 52
45°	1.074 88	-0.611 88	32.977 15	0.996 63
60°	1.479 89	-1.166 24	47.983 74	0.998 55
75°	1.389 89	-0.776 61	37.979 87	0.996 52

从图 7 中可以看出,不同节理间距的节理岩体的当量化弹性模量随节理倾角表现出先减小后增大的趋势,其曲线形式同样呈现 U 型,说明节理倾角和间距对弹性模量的变化都有影响,不同角度的弹性模量变化幅度分别为 21%、22%、28%、22%,在节理倾角为 60°时,弹性模量最大值相较完整岩石降低了 53%,弹模下降程度最高,在节理倾角为 75°时,弹性模量最大值相较完整岩石仅降低 7%,最接近完整岩石的弹性模量,在节理间距为 5 mm 时,节理倾角对当量化弹性模量的影响较大,当量化弹性模量有大幅度的降低,变化幅度为 28%,随着节理间距的不断增大,节理倾角对弹性模量的影响越来越小。

2.4 破坏特征

完整岩石其破坏形式为轴向劈裂拉伸破坏,表现为典型的脆性岩石,在不同节理分布的试件破坏主要分为 3 种,节理编号从上到下依次为①、②、③,岩样破坏形式如图 8 所示。

节理倾角为 75°的试件 d,其最终破坏形式基本为张剪混合破坏,首先在③下端、①和②处形成翼裂纹,随后在②处形成拉伸裂纹与翼裂纹连接产生次生裂纹,节理间产生了较明显的压缩次生裂纹,最后随着应力增加进而扩展在②处明显看到剪切面的出现。节理倾角为 30°、45°的试件 a、b,破坏形式大多表现为张拉破坏,试件 a 在①处形成翼裂纹,在节理间没有明显的裂纹扩展,而是沿加载方向向两端发展直到最后贯通破坏,试件 b 首先形成翼裂纹,随着应力增加,下端翼裂纹次生裂纹逐渐发展,破坏形式与试件 a 保持一致。节理倾角为 60°的试件 c 破坏形式属于剪切破坏,裂隙萌生最早发生在①处内部顶端,在①与②之间产生明显压缩次生裂纹,最后内部裂隙发育扩展沿②产生明显的剪切面发生破坏。

3 能量特征

从能量守恒定律可以得出:

$$U = U^d + U^e \quad (1)$$

$$U = \int_0^{\varepsilon_1} \sigma_1 d\varepsilon_1 + \int_0^{\varepsilon_2} \sigma_2 d\varepsilon_2 + \int_0^{\varepsilon_3} \sigma_3 d\varepsilon_3 \quad (2)$$

$$U^e = \frac{1}{2} \sigma_1 \varepsilon_1^e \quad (3)$$

式中, U 为岩石受载荷作用下吸收的能量; U^e 为储存在岩石内部的可释放弹性应变能; U^d 为岩石所耗散的能量; $i = 1, 2, 3$; σ_i 、 ε_i 为应力、应变值; ε_i^e 为弹性应变值。

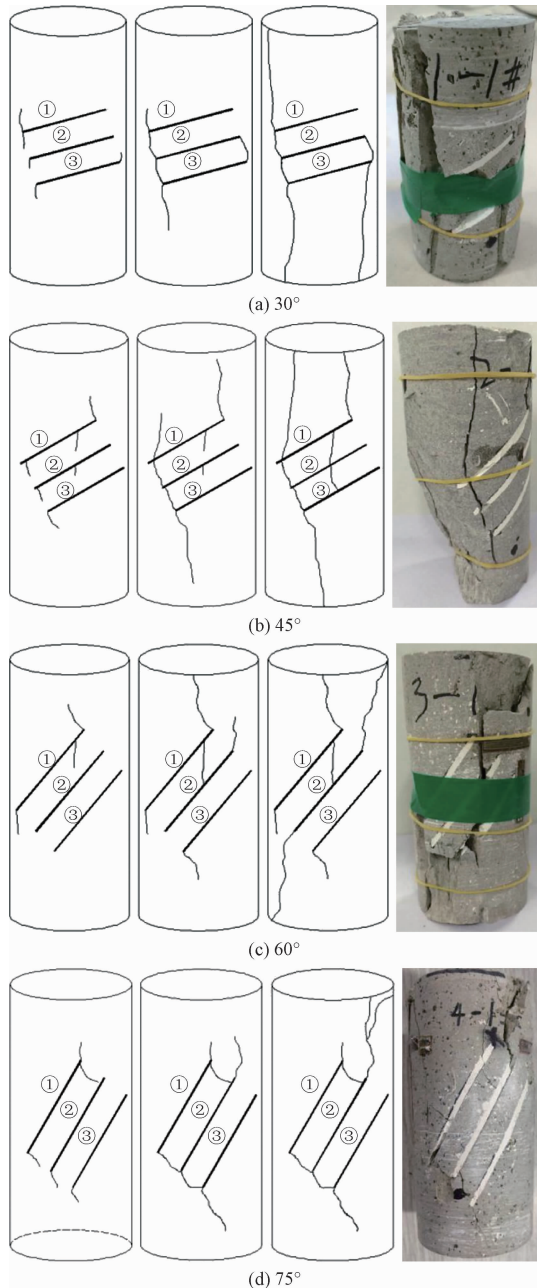


图 8 不同节理分布试件的裂缝展开图

Fig. 8 fracture expansion of specimens with different joint distribution

试验条件是单轴加卸载试验, $\sigma_2 = \sigma_3 = 0$, 则式(2)可以简化为

$$U = \int_0^{\varepsilon_1} \sigma_1 d\varepsilon_1 \quad (4)$$

单轴加载试验根据谢和平等^[12]的研究, 式(3)可以改写成

$$U^e = \frac{1}{2E_u} \sigma_1^2 \approx \frac{1}{2E_0} \sigma_1^2 \quad (5)$$

因此, 岩石受载荷作用下吸收的能量 U 、储存在内

部的可释放弹性应变能 U^d 与岩石所耗散的能量 U^e 可由式(1)(4)(5)求出。

为更好从能量演化角度认识不同节理面对凝灰岩变形破坏过程中的影响, 对凝灰岩在变形破坏中的应变能、弹性能和耗散能随节理倾角和间距的变化规律的研究。

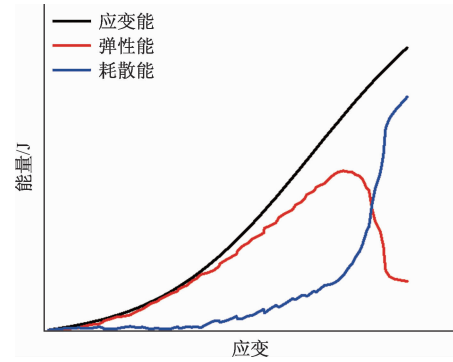


图 9 岩石能量变化曲线图

Fig. 9 Variation of rock energy

由图 9 可知, 岩石试样在轴向压缩作用下所吸收的能量值随着应变的增大而不断增大, 呈现出“logistic”型, 在加载初期能量增大幅度较小, 弹性能与耗散能曲线基本重合, 而在加载中期增长速率明显有所区别, 岩样随节理间距的增大表现出吸收能量逐渐增大的趋势, 弹性应变能与岩石所吸收的能量变化趋势保持一致, 弹性能占比在峰值前远远大于耗散能比例, 说明在岩石破坏之前外界输入的能量主要以弹性能的形式来储存在岩样内部, 内部裂隙闭合损耗能量只占到极少部分。耗散能在试件破坏来临前增速急速变大, 而弹性应变能增速减小, 这是岩石内部裂隙以及预制裂隙进一步发展, 发生摩擦和贯通所导致, 从而导致岩石变形参数变小、强度变低, 在峰值强度后, 弹性应变能曲线在达到吸收能量 70% 时迅速下降, 释放其弹性能量, 转化为耗散能, 耗散能比例达到最大值, 导致岩石耗散能急剧增大产生更大破裂面直至失稳破坏。

从图 10 中可知, 当节理间距一定时, 试件能量变化规律随节理倾角呈 U 型, 在倾角为 60° 时的岩样破坏吸收的能量最小, 节理倾角为 75° 时, 相较 60° 增加最大幅度为 143.42%, 节理倾角为 30° 和 45° 时, 相较 60° 增加最大幅度分别为 123.61%、76.88%, 节理倾角为 60° 的试样在单轴压缩条件下发生剪切破坏, 而其他倾角试件破坏模式以拉剪破坏或张拉破坏为主, 故拉剪破坏所吸收的能量大于剪切破坏所吸收的能量。

由图 11 可见, 随着节理间距的增大, 预制裂隙岩

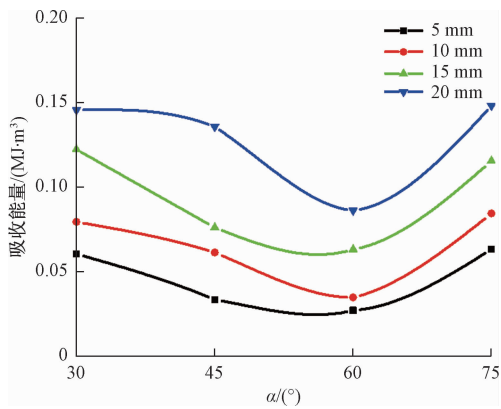


图 10 不同节理倾角岩样单轴压缩试验能量曲线

Fig. 10 energy curve of uniaxial compression test on rock samples with different joint inclination angles

石破坏所产生能量呈现非线性增大,可通过指数增长函数拟合:

$$y = ae^{bx}$$

在不同节理倾角下,表 3 列出了节理岩体吸收能量随节理间距变化的各拟合曲线的参数和相关系数 R^2 。

在不同节理分布的岩样吸收能量储存为可释放弹性能的比例各不相同,以节理倾角为 75° 为例,节理间距为 5 mm 时,吸收能量为 $0.063\ 38\ \text{MJ}\cdot\text{m}^{-3}$,储存弹性应变能为 $0.034\ 48\ \text{MJ}\cdot\text{m}^{-3}$,耗散能为 $0.059\ 16\ \text{MJ}\cdot\text{m}^{-3}$,节理间距从 5 mm 增加到 20 mm 时, U 相应分别增加了 33.41%、82.61%、134.14%,弹性应变能 U^e 相应分别增加了 34.37%、93.07%、148.44%,耗散能 U^d 相应分别增加了 29.68%、81.99%、134.81%,从数据中可以看出,各个能量随节理间距的增加呈现出增长速率逐渐增大的特点,且在增大幅度有着良好的对应,说明岩石在节理倾角一定时,岩石随着节理间距的增大,能量分配有着相同的变化规律,随着节理间距的减小,节理面间产生更多拉剪裂纹以及次生裂纹,裂纹相互作用快速贯通使岩石力学性质弱化(图 11)。

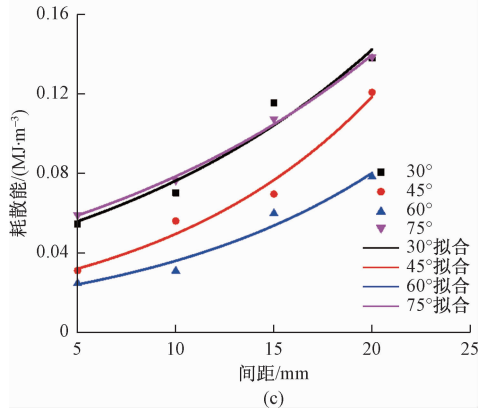
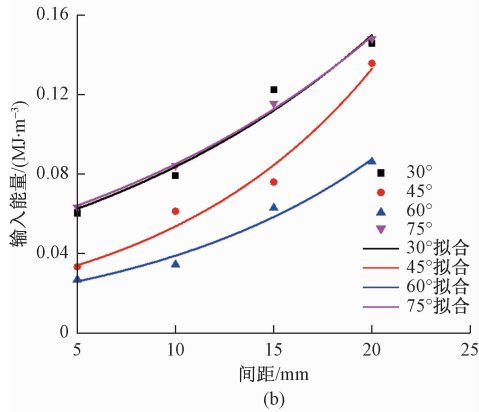
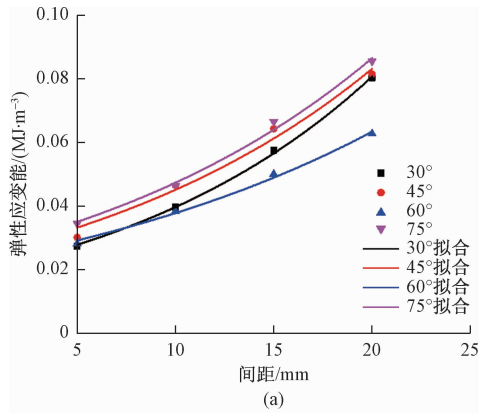


图 11 不同节理间距岩样单轴压缩试验能量曲线

Fig. 11 Energy curves of rock specimen with different joint spacing under uniaxial compression test

表 3 岩样能量与节理间距的关系

Table 3 Relationship between energy of rock samples and joint spainge

节理倾角 $\alpha/(^\circ)$	岩石吸收的能量	弹性应变能	耗散能
30°	$U = 0.469\ 2e^{0.058\ 18x}, R^2 = 0.951\ 45$	$U^e = 0.019\ 51e^{0.071\ 06x}, R^2 = 0.998\ 79$	$U^d = 0.041\ 01e^{0.062\ 32x}, R^2 = 0.938\ 08$
45°	$U = 0.021\ 79e^{0.090\ 55x}, R^2 = 0.962\ 77$	$U^e = 0.024\ 49e^{0.061\ 18x}, R^2 = 0.976\ 41$	$U^d = 0.020\ 76e^{0.087\ 23x}, R^2 = 0.965\ 72$
60°	$U = 0.017\ 46e^{0.080\ 74x}, R^2 = 0.970\ 56$	$U^e = 0.022\ 54e^{0.051\ 73x}, R^2 = 0.993\ 54$	$U^d = 0.016\ 19e^{0.080\ 14x}, R^2 = 0.947\ 03$
75°	$U = 0.048\ 6e^{0.056\ 23x}, R^2 = 0.996\ 12$	$U^e = 0.025\ 92e^{0.060\ 31x}, R^2 = 0.991\ 28$	$U^d = 0.044\ 26e^{0.057\ 55x}, R^2 = 0.994\ 97$

4 结论

(1)在凝灰岩破坏过程中峰值强度、弹性模量均随

节理倾角的增大呈现先减小后增大的 U 形变化规律,在 $\alpha = 60^\circ$ 时达到最小值,随节理间距呈现非线性变化,其中,峰值强度与弹性模量随间距的增大成指数衰减。

(2)不同节理倾角的试件破坏形式不同,在 $\alpha = 30^\circ$ 和 45° 时,破坏特征为张拉破坏或者张剪破坏混合模式,在 $\alpha = 60^\circ$ 时,破坏特征为剪切破坏,在 $\alpha = 75^\circ$ 时,破坏特征为张剪破坏。

(3)当节理间距一定时,试件能量变化规律随节理倾角呈U型,在 $\alpha = 60^\circ$ 时的岩样破坏吸收的能量最小,在变形各阶段中吸收能量与耗散能成非线性增长,弹性应变能呈现先增加后减小,能量曲线随节理间距成指数增加关系。

参考文献:

- [1] 李森,乔兰,李庆文. 高应变率下预制单节理岩石 SHPB 劈裂试验能量耗散分析[J]. 岩土工程学报, 2017,39(7):1336-1343.
LI Miao, QIAO Lan, LI Qingwen. Energy dissipation of rock specimens under high strain rate with single joint in SHPB tensile tests[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2017,39(7):1336-1343.
- [2] PARK C H, Bobe A. Crack coalescence in specimens with open and closed flaws: A comparison[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2009(5).
- [3] 杨阳,杨仁树,王建国. 节理厚度对岩石动力特性影响的模拟试验[J]. 中国矿业大学学报, 2016, 45(2):211-216+309.
YANG Yang, YANG Renshu, WANG Jianguo. Simulation material experiment on dynamic mechanical properties of jointed rock affected by joint thickness[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2016, 45(2): 211-216+309.
- [4] 肖维民,邓荣贵,邹祖银. 柱状节理岩体各向异性强度准则研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(11):2205-2214
XIAO Weimin, DENG Ronggui, ZOU Zuyin. Anisotropic strength criterion for columnar jointed rock masses[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2015, 34(11):2205-2214.
- [5] 周喻,张怀静,吴顺川,等. 节理连通率对岩体力学特性影响的细观研究[J]. 岩土力学, 2015, 36(S2):29-36.
ZHOU Yu, ZHANG Huaijing, WU Shunchuan, et al. Meso-research on mechanical properties of rock mass affected by joint connectivity rate[J]. Rock and Soil Mechanics, 2015, 36(S2):29-36.
- [6] KULATILAKE P H S W, HE W, UM J, et al. A physical model study of jointed rock mass strength under uniaxial compressive loading[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1997,34(3/4):165.e1-165.e15.
- [7] SINGH M, RAO KS, RAMAMURTHY T. Strength and deformational behaviour of a jointed rock mass[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2002, 35(1):45-64.
- [8] 杨圣奇,温森,李良权. 不同围压下断续预制裂纹粗晶大理岩变形和强度特性的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(8):1572-1587.
YANG Shengqi, WEN Sen, LI Liangquan. Experimental study on deformation and strength properties of coarse marble with discontinuous pre-existing cracks under different confining pressures[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(8):1572-1587.
- [9] 郭彦双,黄凯珠,朱维申,等. 辉长岩中张开型表面裂隙破裂模式研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(3):525-531.
GUO Yanshuang, HUANG Kaizhu, ZHU Weishen, et al. Study on fracture pattern of open surface-flaw in gabbro[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(3):525-531.
- [10] 李银平,王元汉,陈龙珠,等. 含预制裂纹大理岩的压剪试验分析[J]. 岩土工程学报, 2004, 26(1):120-124.
LI Yinping, WANG Yuanhan, CHEN Longzhu, et al. Experimental research on preexisting cracks in marble under compression[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2004, 26(1):120-124.
- [11] 李树忱,汪雷,李术才,等. 不同倾角贯穿节理类岩石试件峰后变形破坏试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32(S2):3391-3395.
LI Shuchen, WANG Lei, LI Shucai, et al. Post-peak deformation and failure experimental study of rock-like specimens with different inclination angles persistent joints[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(S2):3391-3395.
- [12] 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
XIE Heping, JU Yang, LI Liyun. Rock strength and global failure criterion based on the principle of energy dissipation and release[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(17):3003-3010.