

王平,朱永建,冯涛,等. 单轴加载下裂隙试件主控裂纹演化规律及锚固止裂机理[J]. 湖南科技大学学报(自然科学版), 2020, 35(3):13-22. doi:10.13582/j.cnki.1672-9102.2020.03.003

Wang P, Zhu Y J, Feng T, et al. Master Crack Propagation Rule and Anchoring Mechanism of Fracture Specimens Under Uniaxial Loading [J]. Journal of Hunan University of Science and Technology (Natural Science Edition), 2020, 35(3):13-22. doi:10.13582/j.cnki.1672-9102.2020.03.003

单轴加载下裂隙试件主控裂纹演化规律及锚固止裂机理

王平^{1,2,3}, 朱永建³, 冯涛^{3*}, 余伟健³

(1.湖南科技大学 南方煤矿瓦斯与顶板灾害预防控制安全生产重点实验室, 湖南 湘潭 411201;

2.湖南科技大学 煤矿安全开采技术湖南省重点实验室, 湖南 湘潭 411201; 3. 湖南科技大学 资源环境与安全工程学院, 湖南 湘潭 411201)

摘要:为研究裂隙岩体锚固作用机理,采用水泥砂浆预制不同倾角的裂隙试件,在裂隙上下两端一定距离预埋 GFRP(玻璃纤维塑料筋材)锚杆制作加锚裂隙试件进行单轴压缩试验.结果表明:主控裂纹的形成与贯通是导致试件最终破坏的直接原因.无锚裂隙试件,主控裂纹贯通路径单一、贯通速度快,且受预制裂隙影响明显,裂隙倾角越大,主控裂纹扩展方向与裂隙轴线夹角越小.裂隙试件加锚后,主控裂纹贯通路径增多,裂隙倾角对主控裂纹的引导作用减弱.锚杆对裂隙试件峰前平均强度和峰值强度作用不大,但能够有效延长试件峰后强度的持续时间.无锚试件加载过程中能量释放具有“突变性”,释放的总能量较少,加锚试件能量释放具有“渐变性”,释放的总能量较多.裂隙扩展过程中能量的快速释放是主控裂纹形成和扩展的标志,主控裂纹数量越多、路径越长释放的能量就越大.锚杆的主要作用在于限制主控裂纹的快速形成和扩展,在相同的外力功作用下产生更多、更大范围的损伤和微裂纹,从而改变主控裂纹扩展路径,延长主控裂纹的贯通长度,通过遏制主控裂纹快速贯通来增加裂隙岩体的峰后强度和抗变形能力.

关键词:裂隙试件;能量释放;锚固作用;主控裂纹;裂纹扩展

中图分类号:TU452 **文献标志码:**A **文章编号:**1672-9102(2020)03-0013-10

Master Crack Propagation Rule and Anchoring Mechanism of Fracture Specimens Under Uniaxial Loading

Wang Ping^{1,2,3}, Zhu Yongjian³, Feng Tao³, Yu Weijian³

(1. Work Safety Key Lab on Prevention and Control of Gas and Roof Disasters for Southern Coal Mines, Hunan

University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China; 2. Hunan Provincial Key Laboratory of Safe Mining

Techniques of Coal Mines, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China;

3. School of Resource & Environment and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China)

Abstract: In order to study the anchorage mechanism of fractured rock mass, a uniaxial compression test was carried out by prefabricating fracture specimens with different inclinations of cement mortar and prefabricating GFRP anchors at both sides of the fracture. The results show that the main crack is the direct cause of the final failure of the specimen. Under the anchorless condition, the main control crack propagation path is relatively

收稿日期:2018-10-18

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51804114; 51774130; 51574122);湖南省自然科学基金资助项目(2020JJ5186);中国博士后基金资助项目(2020M672496);南方煤矿瓦斯与顶板灾害预防控制安全生产重点实验室开放基金资助(969-E21828)

* 通信作者, E-mail: tfeng@hnust.edu.cn

single, and the crack inclination angle has a guiding effect on the main control crack. The larger the crack inclination angle, the smaller the angle between the main control crack propagation direction and the crack axis. After the fracture specimens are anchored, the main control crack propagation path increases, and the guiding effect of the crack inclination angle on the main control cracks weakens. The bolt has little effect on the pre-peak strength and peak strength of the fracture specimen, but it effectively extend the duration of the post-peak strength of the specimen and increase the post-peak equivalent strength of the specimen. The energy release during the loading process of the anchorless specimen is 'mutagenic', and the total energy released is less. The energy release of the anchored specimen is 'gradual' and the total energy released is more. The rapid release of energy is a sign of the formation and expansion of the main control crack. The more the number of main control cracks and the longer the path, the greater the energy released. The main role of the bolt is to limit the rapid formation and expansion of the main control crack, and to generate more and more extensive damage and micro cracks under the same external force work, thereby changing the main control crack propagation path and extending the main control crack. The length increases the post-peak strength and resistance to deformation of the fractured rock mass by suppressing the rapid penetration of the master crack.

Keywords: fracture specimen; energy release; anchored mechanism; master cracks; crack propagation

锚杆作为岩土工程和矿山工程中使用最广泛的支护形式之一,在控制围岩变形与破坏方面发挥着重要作用.不同类型的岩体以及不同的锚固方式,其锚固作用机理不尽相同.例如,锚杆对于完整岩体的锚固作用并不显著,而对于具有节理、裂隙等结构面较为发育的岩体,其锚固作用较为明显.研究表明锚杆对岩石强度具有一定程度的强化作用,尤其是对岩石残余强度的强化作用往往大于峰值强度的强化作用^[1];事实上,在深部矿井中,大多数围岩均为裂隙岩体甚至是破碎岩体,这类岩体的变形破坏直接关系着地下空间工程围岩的稳定.因此,研究锚杆对裂隙岩体的锚固作用机理更具有实际意义.

国内外专家学者对裂隙岩体的锚固作用机理进行了大量卓有成效的研究.蒲成志^[2]通过对含多组裂隙水泥试件的单轴和双轴试验发现预制裂隙倾角和裂隙密度对裂隙岩体的强度、等效强度、等效弹模以及泊松比影响明显;杨圣奇^[3]通过对脆性砂岩试样的单轴试验,得到了断续三裂隙砂岩试件宏观变形破坏与裂纹扩展之间的关系.赵延林^[4-5]通过压剪条件下雁形裂纹类岩体的流变断裂试验及类岩石裂纹的亚临界扩展实验,构建了多种破坏机制下的流变断裂模型.Wong^[6],黄明利^[7]等人指出试件三维表面裂纹的贯通机制受到侧压影响.杨延毅^[8]采用等效抹平法建立了加固演化方程和加锚岩体的本构关系,并推导出了锚杆的等效桥联应力和止裂增韧指标;李术才^[9]根据突变理论建立了加锚节理面分支裂纹扩展的突变模型,并进行了加锚断续节理岩体单轴拉伸试验.王文^[10]利用 DDARF 法对劈裂试验中锚杆裂隙试块的锚固作用进行了模拟,得到了 4 种不同锚固角度试块的轴向荷载与位移的关系曲线.张波^[11]研究含交叉裂隙岩体的锚固效应及破坏模式,得到了锚杆与交叉裂隙的角度、锚固位置和加载方向之间的关系.但总体看来,前人针对锚固裂隙岩体的研究多集中在微观裂纹扩展和宏观试件变形特征方面,实际上与裂隙试件破坏直接相关的是试件损伤累积到一定程度后产生的主控裂纹^[12],主控裂纹是联系裂隙试件微观起裂与试件宏观破坏之间的桥梁,而关于锚杆对主控裂纹止裂机理的研究尚不多见.根据实验室试验^[13]和现场调查^[14]结果表明对于结构较为完整、裂隙较少的岩体锚杆在岩体变形初期的作用有限.岩体破坏一定程度后,裂隙试件主控裂纹形成之后锚杆的锚固作用才逐渐显现.因此,讨论锚杆对局部裂纹起裂的作用机理意义不大,而研究锚杆对主控裂纹的作用机理则具有更重要的实际意义.鉴于此,本文通过自制不同角度裂隙的无锚和加锚试件,通过单轴压缩试验,对单一裂隙试件主控裂纹演化规律及锚杆的锚固止裂机理进行研究.

1 加锚和无锚裂隙试件单轴加载试验

1.1 试验设计及加载

通过自行设计制作的模具和水泥砂浆制作具有单一裂隙的类岩体试件,加锚裂隙试件设计,见图 1

所示。

1) 试验设计了无锚裂隙和加锚裂隙试验组. 试件尺寸为 $280\text{ mm} \times 185\text{ mm} \times 40\text{ mm}$. 每个试验组设置 5 种不同倾角裂隙, 分别为 15° , 30° , 45° , 60° 和 75° , 每个倾角裂隙试件制作 3 个。

2) 采用 C32.5 硅酸盐水泥和黄砂制作水泥砂浆类岩体试件, 质量比设置: 水泥 : 黄砂 : 水 = $4.5 : 2.5 : 1$, 其中, 黄砂粒径范围: $0 \sim 0.84\text{ mm}$ 。

3) 通过预埋铁片形成贯通的试件裂隙, 裂隙尺寸为 $20\text{ mm} \times 0.5\text{ mm}$. 在裂隙上下两端, 通过预埋 GFRP 锚杆设置全长锚固的裂隙试件, 锚杆尺寸为 $\Phi 4\text{ mm} \times 200\text{ mm}$, 距离裂隙中心点距离均为 60 mm 。

4) 加载设备采用 RMT-150C, 采用准静态位移加载, 加载速度为 0.01 mm/s . 加载前在试件上下两端涂抹黄油, 减少端部效应. 在加载过程中采用 AEwin-USB 型声发射监测仪对试件进行监测, 如图 2 所示。

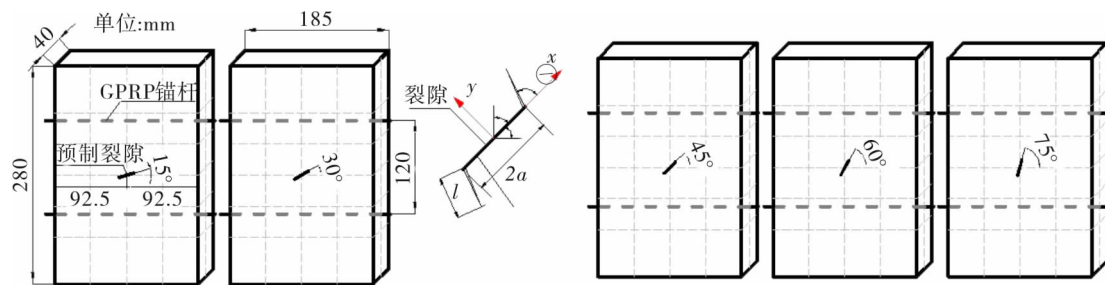


图1 锚固裂隙试件



图2 试验试件及设备

1.2 裂隙试件主控裂纹扩展-贯通规律分析

无锚裂隙试件和加锚裂隙试件分别进行单轴压缩试验后, 对倾角裂隙岩体加载后产生的裂纹分布进行素描, 得到无锚和加锚裂隙实验组最终裂隙分布如图 3 所示, 其中, 粗线为预制裂隙, 折线为加载形成的主控裂纹, 点画线为预制裂隙轴线。

试验发现裂隙试件加载过程中次生裂纹起裂顺序为: 翼型裂纹起裂、扩展→反翼型裂纹起裂、扩展(如果存在)→分支裂纹起裂、扩展. 在次生裂纹累积到一定程度后, 会出现一条或几条较大的贯通性裂纹造成试件破坏, 这些较大的贯通性裂纹就是主控裂纹。

无锚裂隙试件加载后, 次生裂纹的产生和扩展路径受预制裂隙倾角影响较为明显. 裂隙倾角为 60° 和 75° 的试件在加载后, 在预制裂隙上、下尖端形成翼型裂纹起裂、扩展, 基本沿着预制裂隙轴线方向倾斜扩展至试件上下端部. 裂隙倾角为 45° 和 15° 的试件在加载过程中产生了反翼型裂纹, 沿着预制裂隙轴线呈较大夹角扩展至试件下端部. 在 15° 试件中出现了裂隙两侧而非裂隙尖端的裂纹起裂, 并近似垂直方向扩展至试件上端面. 在 30° 试件中出现局部横向扩展的次生裂纹, 随后向上扩展至试件上端面。

根据主控裂纹扩展路径与预制裂隙轴线方向之间的关系可以看出, 无锚裂隙试件主控裂纹扩展受预制裂隙控制程度较高, 预制裂隙倾角越大, 加载后主控裂纹扩展路径与预制裂隙轴线方向越接近, 主控裂纹以倾斜扩展为主. 裂隙倾角越小, 试件受预制裂隙控制程度减弱, 主控裂纹的扩展方向与预制裂隙轴线方向夹角越大, 分支裂纹相对较多, 局部出现纵向和横向裂纹扩展. 整体来看, 无锚试件加载过程中裂隙试件主控裂纹扩展路径相对单一. 大倾角裂隙试件主控裂为以倾斜贯通为主, 小倾角裂隙试件以纵向-倾斜

和纵向-局部横向贯通为主.主控裂纹分支较少,整体路径较短,裂隙试件更易发生破坏.

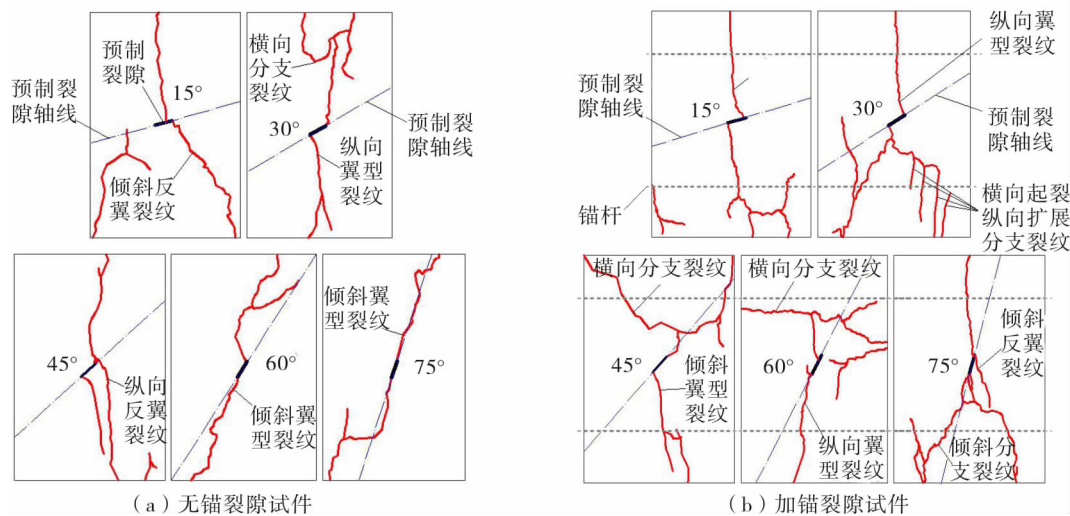


图3 加载后裂隙分布情况

加锚裂隙试件在加载后,翼型裂纹逐渐起裂、扩展,然后反翼裂纹和分支裂纹起裂、扩展.所有加锚试件均表现为主控裂纹在试件一端分支裂纹较少而另一端分支裂纹较多的扩展、贯通特征.其中,15°、30°和75°裂隙试件的上部分支裂纹较少,下部分支裂纹较多,45°和60°裂隙试件上部分支裂纹较多,下部分支裂纹较少.裂纹在横向、倾斜和纵向方向上均有扩展,分支裂纹的数量和扩展程度均比无锚试件要多.同时,主控裂纹的扩展方向与预制裂隙轴线相关性减小(60°和75°试件尤为明显),说明锚杆一定程度上削弱了预制裂隙对主控裂纹快速贯通的引导作用,改变主控裂纹扩展方向和贯通路程,使主控裂纹贯通方向更多、贯通路程更长,锚杆对试件主控裂纹的形成、扩展和贯通具有一定的抑制作用.

1.3 加锚和无锚裂隙试件强度分析

加载过程中裂隙试件应力-应变曲线如图4所示.无锚裂隙试件加载过程,根据应力变化可分为4个阶段,即缓慢增加阶段、线性增加阶段、减速增加阶段和快速减小阶段.在加载过程中,无锚裂隙试件应变在0~2.7时,试件强度均缓慢增加;应变在2.7~5.3时,裂隙试件强度近似呈线性增加;试件应变在5.3~6.3时,裂隙试件强度减速增加;当应变在6.3~10.6时,裂隙试件应力快速衰减,试件破坏.

加锚裂隙试件的加载过程也具有4个阶段,前3个阶段与无锚裂隙试件一致,在第4阶段加锚裂隙试件表现为强度的缓慢减小,即缓慢减小阶段.在试件强度缓慢增加阶段的应变相对较小为0~1.7,在线性增加阶段的应变范围是1.7~4.3,试件强度减速增加阶段的应变范围是4.3~5.3.在峰值强度后试件强度呈缓慢减小,甚至在应变达到14.1时试件也没有完全失去承载能力.在裂隙试件峰值强度前,相同的加载速率条件下加锚试件的强度增加更快.在峰值强度之后,无锚裂隙试件强度急剧减小,试件在峰值强度后破坏很快,试件主控裂纹迅速贯通,而加锚裂隙试件强度是逐渐减小的,主控裂纹呈现出逐渐、缓慢的扩展贯通特征.

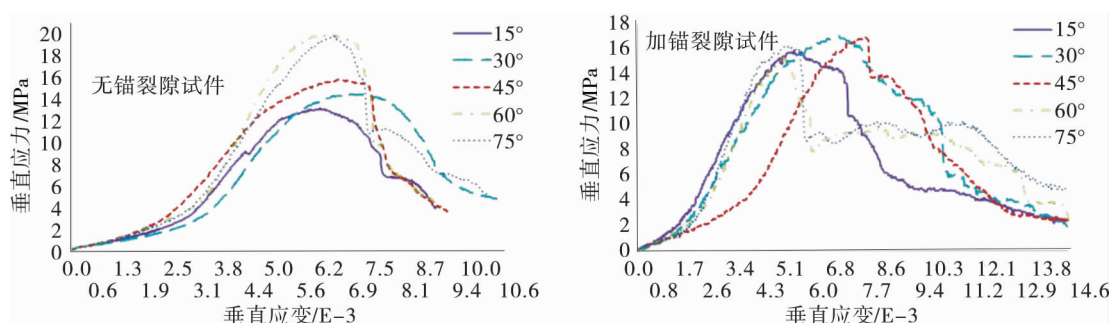


图4 单裂隙类岩体试件应力-应变曲线

为分析锚杆对加锚和无锚裂隙试件各阶段强度的影响以峰前平均强度,峰值强度和峰后平均强度

3 个指标进行分析.加锚和无锚单裂隙试件在各阶段的强度均值及持续时间均值见表 1.其中,试件的峰前平均强度和峰后平均强度为

$$\bar{\sigma}_{\text{峰前}} = \frac{1}{t_1} \sum_{i=1}^{t_1} \sigma_i;$$
$$\bar{\sigma}_{\text{峰后}} = \frac{1}{t_2 - t_1 - 1} \sum_{i=t_1}^{t_2} \sigma_i.$$

式中: $\bar{\sigma}_{\text{峰前}}$ 为峰前平均强度,MPa; i 为应力记录次数; t_1 表示在第 t_1+1 次记录时达到试件的峰值强度; t_2 表示在第 t_2 次记录后试件破坏.实际上,每记录一次的时间为 0.5 s,可根据峰前持续时间和峰后持续时间来得到记录次数,从而得到峰前平均强度值和峰后平均强度值.

表 1 加锚和无锚裂隙试件强度统计

裂隙试件	裂隙角/(°)	峰前平均强度/MPa	峰前加载时间/s	峰值强度/MPa	峰后平均强度/MPa	峰后持续时间/s
无锚试件	15	5.55	157	13.24	9.06	73
	30	6.09	178	15.90	9.07	96
	45	7.47	169	14.56	9.12	70
	60	8.16	165	20.13	10.57	69
	75	7.83	167	19.93	10.42	94
均值	—	7.02	167.2	16.75	9.65	80.4
加锚试件	15	7.52	139	15.93	6.83	139
	30	8.70	179	17.04	8.31	178
	45	6.94	132	15.30	7.10	201
	60	6.20	201	16.90	8.07	131
	75	6.96	134	16.23	8.92	133
均值	—	7.26	157	16.28	7.85	156.4

根据表 1 可以看出,无锚和加锚裂隙试件的峰前平均强度分别为 7.02,7.26 MPa,峰值强度分别为 16.75,16.28 MPa,峰后平均强度分别为 9.65,7.85 MPa.裂隙试件加锚后峰前平均强度提高了0.24 MPa,峰值强度减小了 0.47 Mpa,峰后平均强度减小了 1.8 MPa.无锚试件从 0 加载至峰值强度的平均时间为 167.2 s,加锚试件加载至峰值强度的平均时间为 157 s,加锚后平均提前了 10.2 s 达到峰值强度.超过峰值强度后,试件能够持续的试件分别为 80.4,156.4 s,加锚后峰后平均延长了 76 s.

可以看出,锚杆对于不同倾角单裂隙试件的峰前平均强度有一定提高,但增幅很小,而加锚后裂隙试件峰值强度略有减小.峰后平均强度也有一定减小.但是,加锚裂隙试件峰后持续时间平均值比无锚裂隙试件长 76 s(记录 142 次).如果将无锚裂隙试件峰后强度除以加锚裂隙试件峰后的记录得到无锚裂隙试件峰后的平均强度分别为 4.73, 5.03, 3.18, 5.73,7.44 MPa,均值为 5.345 MPa,相比加锚试件峰后平均强度小了 2.501 MPa.说明锚杆对裂隙试件峰前强度和峰值强度没有明显的影响,锚杆能够有效提高试件峰后强度的持续时间,在相同的持续时间条件下,加锚裂隙试件峰后平均强度更高.

1.4 裂隙试件起裂及锚固止裂机理分析

在预制裂隙的水泥砂浆试件加载过程中,由于预制裂隙的存在,使得应力在裂隙处不能连续传递,在裂隙尖端产生应力集中而产生裂纹起裂.随着轴向应力的加载,裂隙试件在横向上有膨胀的趋势,裂纹向试件上下两端扩展、贯通形成主控裂纹,导致试件破坏.由于预制裂隙倾角的不同在裂隙尖端的起裂裂纹扩展方向有所差异.预制裂隙上下两端加锚之后,试件在横向膨胀变形过程中,锚杆在锚固界面上对裂隙岩体会产生抵抗横向变形的剪切作用力,形成附加应力场,限制试件的横向膨胀,从而限制主控裂纹快速扩展贯通.锚杆锚固应力的大小与锚杆和岩体之间的相对运动趋势有关,锚杆的作用即是限制两者的相对运动.前人通过理论推导和试验发现全长锚固锚杆剪应力近似于三角形分布^[13-15].当锚杆与围岩界面之间处于极限平衡状态时,锚杆对于岩体产生的剪应力最大.因此,对于全长锚固锚杆,靠近自由面一端锚杆对岩体产生的剪应力最大,建立几何力学模型,如图 5 所示.

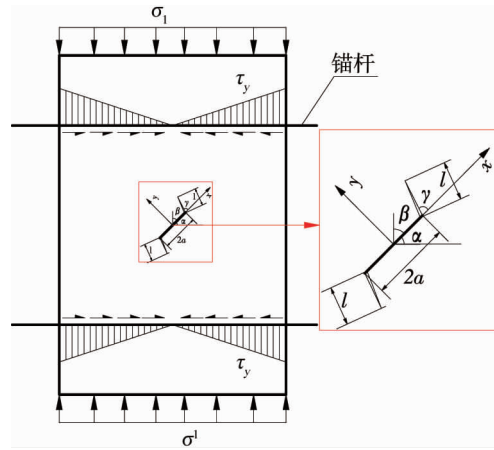


图5 裂隙岩体锚固力学模型

在无锚条件下单轴压应力对倾斜裂隙形成的远场应力边界条件为

$$\begin{cases} \sigma_x^\infty = -\sigma_1 \cos^2 \beta; \\ \sigma_y^\infty = -\sigma_1 \sin^2 \beta; \\ \tau_{xy}^\infty = -\sigma_1 \sin \beta \cos \beta. \end{cases} \quad (1)$$

式中: β 为裂隙与最大主应力方向的夹角($^\circ$); σ_1 为试件所受的最大主应力, MPa; σ_x^∞ , σ_y^∞ , τ_{xy}^∞ 为局部坐标系上裂隙周围的应力, MPa.

考虑到预制裂隙为张开行裂隙, 预制裂隙面上不存在黏聚力, 但是随着应力加载裂隙面会闭合, 则会产生沿裂隙面的摩擦力, 因此, 在加载过程中裂纹面上作用的等效剪应力为

$$\tau_e = \begin{cases} 0 & (\tau_{xy}^\infty \leq \tau_f); \\ \tau_{xy}^\infty - f_s \sigma_y^\infty & (\tau_{xy}^\infty > \tau_f). \end{cases} \quad (2)$$

式中: f_s 为裂纹表面的摩擦系数. 显然, 预制裂隙面上存在的等效剪应力使得裂隙尖端可能发生 II 型裂纹起裂, 其应力强度因子为

$$K_{II} = \tau_e \sqrt{\pi a}. \quad (3)$$

式中: a 为预制裂隙长度的一半, m.

将裂隙试件参数带入式(1)和式(2), 其中, 轴向应力 $\sigma_1 = 20$ MPa, 裂隙面上的摩擦系数不是一个定值, 为简化分析分别取 0.2, 0.4 和 0.6. 则试件预制裂隙面上的正应力、剪应力以及等效剪应力变化如图 6 所示.

可以看出, 垂直方向压应力在裂隙面上形成的法向应力随着裂隙倾角的增大而逐渐减小, 裂隙面上的剪应力先增大后减小. 裂隙面上的等效剪应力也是先增大后减小, 当裂隙倾角较小时出现了负值, 随着裂隙倾角的增大而逐渐增大至正值. (需要说明的是此处等效剪应力为负值, 并不是产生相反方向的剪应力, 而是基于公式计算产生理论上的值). 事实上, 裂隙面上的摩擦力是因相互接触的裂隙面具有相对滑移的趋势时, 在法向应力的作用下因接触面的不平整而产生的抵抗裂隙面相对滑移的作用力. 当裂隙面上的等效剪应力出现负值时, 也就是剪应力小于摩擦力, 说明裂隙面没有相对剪切移动的趋势, 也就不会发生 II 型裂纹起裂. 只有当裂隙面上的剪应力大于摩擦力时, II 型应力强度因子大于其断裂韧度时, 才会发生 II 型裂纹起裂. 可以看出, 随着裂隙倾角增大至 60° 以上时, 裂隙面上等效剪应力大于 0, 则越容易发生 II 型裂纹起裂.

当裂隙倾角较小, 在垂直应力足够大时, 裂隙尖端仍然会产生裂纹起裂. 根据应力加载条件, 裂隙试件

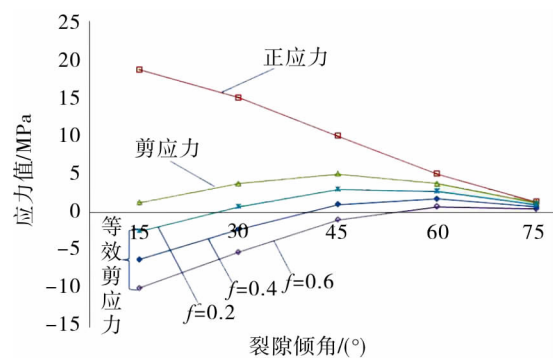


图6 裂隙面上的应力变化

不可能发生岩裂隙面的 III 型(撕开型)裂纹起裂.那么,此时裂纹起裂则应属于 I 型(张开型)裂纹起裂.这是由于试件在垂直方向受载引起试件中部在水平方向的膨胀,这种力学机制相当于在试件水平方向上施加了等效张拉应力.等效张拉应力的物理内涵:当试件在垂直方向受压引起试件中部在水平方向的膨胀趋势,与试件在水平受拉引起的水平方向的膨胀趋势相同,或者更准确一点是试件裂隙尖端的 I 型应力强度因子相同时,那么这个水平方向的拉应力就是垂直方向压应力的等效拉应力.考虑到等效拉应力的存在,试件单轴受压时的力学模型则存在一个等效力学模型,如图 7 所示.

经过转换的等效张拉应力状态远场应力为

$$\begin{cases} \sigma_x^\infty = \frac{1}{\mu}(\sigma_1 - E\varepsilon_v) \sin^2\beta; \\ \sigma_y^\infty = \frac{1}{\mu}(\sigma_1 - E\varepsilon_v) \cos^2\beta; \\ \tau_{xy}^\infty = \frac{1}{\mu}(\sigma_1 - E\varepsilon_v) \sin\beta\cos\beta. \end{cases} \quad (4)$$

式中: μ 为泊松比; E 为弹性模量, GPa; ε_v 为垂直方向应变.裂隙试件在 $\sigma_1 = 20$ MPa 作用下,垂直方向应变 $\varepsilon_v = 0.001$ 时裂隙面上的应力变化如图 8 所示($E = 2.81$ GPa).

可以看出,垂直裂隙面的等效张拉应力随着裂隙倾角的增大而增大,也就是说预制裂隙倾角越大,越容易发生 I 型裂纹起裂.裂隙端部 I 型裂纹应力强度因子为^[18]

$$K_I = \frac{2}{\sqrt{3}}\tau_e\sqrt{\pi a}. \quad (5)$$

单轴加载条件下,预制裂隙尖端起裂主要包括 I 型裂纹和 II 型裂纹起裂,当应力强度因子大于等于相应的断裂韧度时,则发生对应类型的裂纹起裂,形成翼型裂纹和反翼型裂纹.对比式(3)和式(6)可以看出 $K_{II} < K_I$, 同时,对比图 6 和图 7 可以看出裂隙面上的等效张拉应力大于等效剪应力,因此,在本试验过程中是以 I 型裂纹起裂为主.当翼型裂纹在应力作用下扩展过程中,次生裂纹产状以及裂纹尖端的应力强度因子随之发生变化.当裂纹扩展 l 长度之后,尖端的应力强度因子表达式为^[19]

$$K_I^1(l) = \frac{2\alpha\tau_e\sin\gamma}{\sqrt{\pi(l+l^*)}} - \sigma'_n\sqrt{\pi l}. \quad (6)$$

式中: $\sigma'_n = \frac{1}{2}[\sigma_1 + \sigma_1\cos 2(\alpha + \gamma)]$; l 为次生裂纹长度, m; $l^* = 0.27a$ 为当量裂纹长度, m; σ'_n 为翼裂纹法向应力, MPa; α 为裂隙倾角; γ 为翼裂纹起裂角, °. $K_I^1(l) \geq K_{Ic}(l)$ 时,裂纹持续扩展, $K_I^1(l) < K_{Ic}(l)$ 时,裂纹停止扩展($K_{Ic}(l)$ 为裂纹扩展断裂韧度).

结合裂隙面上的等效剪应力和等效张拉应力变化规律可知预制裂隙倾角越大,发生裂纹起裂的可能性越大,预制裂隙倾角对裂隙试件起裂破坏的引导控制作用越大.这就验证了在无锚裂隙试件加载过程中裂隙倾角越大的试件,主控裂纹的方向与预制裂隙试件轴线方向越接近,受预制裂隙影响明显的试验结果.当裂隙试件加锚之后,在锚杆有效锚固范围内会限制试件的横向膨胀变形.相当于在锚固范围内的岩体上施加了一个水平的约束力(压应力).当预制裂隙以及主控裂隙处于锚杆锚固范围内时,锚杆产生的附加应力带入式(1)和式(4)可以有效减小裂纹面上的剪应力和拉应力,限制预制裂隙的起裂以及主控裂纹

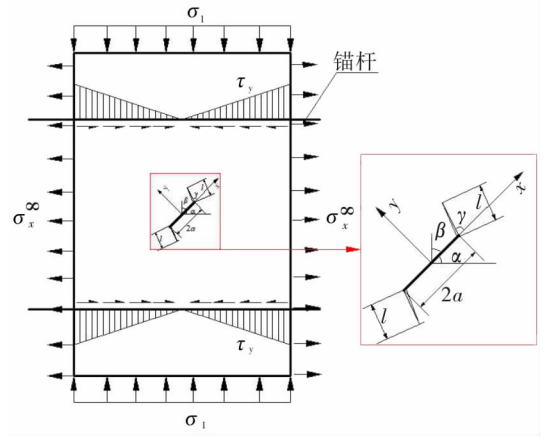


图7 等效力学模型

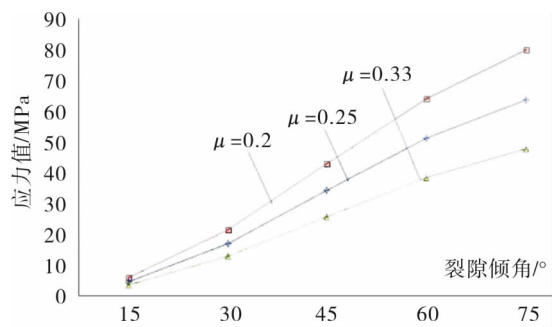


图8 裂隙面上等效张拉应力变化

的快速持续扩展.锚杆的附加应力与试件在受压条件下的变形量以及与锚杆之间的空间几何关系有关^[13].正是由于锚杆附加应力的存在削弱了预制裂隙对次生裂隙起裂扩展的控制作用,使得加锚裂隙试验组的主控裂隙扩展方向与预制裂隙轴线方向的相关性不明显.

1.5 无锚和加锚裂隙试件能量释放分析

在裂隙试件加载过程中损伤逐渐累积使得次生裂纹扩展、贯通,形成主控裂纹,而主控裂纹的形成必定是裂隙试件集中损伤的结果.裂隙试件损伤,裂纹起裂、扩展和贯通均会产生声波信号.通过声发射监测可以捕捉到这些细微的能量变化.从而间接反应裂隙试件的损伤、起裂以及主控裂纹的演化规律.图9为无锚和加锚裂隙试件加载过程中的声发射监测结果.

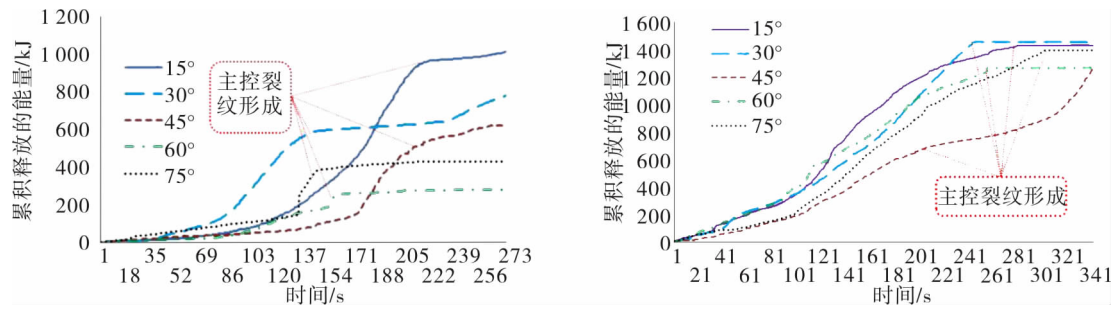


图9 裂隙试件能量释放过程

可以看出,无锚裂隙试件中,裂隙倾角为 15° 试件释放的能量呈“指数-线性”增长,在 $0\sim 221\text{ s}$ 时间段内表现为指数型增长,增幅为 945.46 kJ .在 221 s 后表现为线性平缓增长,累积释放总能量 $1\,010.64\text{ kJ}$.裂隙倾角为 30° 试件释放的能量呈“台阶式”增长,在 $0\sim 136\text{ s}$ 时间段内表现为指数型增长,增幅为 565.80 kJ ,在 $136\sim 231\text{ s}$ 出现缓慢增长,增幅为 78.20 kJ ,大于 231 s 之后又出现快速增长的趋势,累积释放总能量 777.202 kJ .裂隙倾角为 45° 试件释放的能量在 $0\sim 173\text{ s}$ 时间段内缓慢增长,增幅为 141.70 kJ ,在 $173\sim 213\text{ s}$ 之间快速增长,增幅为 366.817 kJ ,加载至 213 s 之后又逐渐缓慢增长,累积释放总能量 617.013 kJ .裂隙倾角为 60° 试件释放的能量在 $0\sim 154\text{ s}$ 缓慢增长,增幅为 170.68 kJ ,在 $154\sim 160\text{ s}$ 出现短暂的激增,增幅为 78.754 kJ ,在 160 s 之后趋于平缓,累积释放总能量 277.424 kJ .裂隙倾角为 75° 试件释放的能量在 $0\sim 132\text{ s}$ 时间段内缓慢增长,增幅为 141.45 kJ ,在 $132\sim 145\text{ s}$ 同样出现短暂的激增,增幅达 144.89 kJ ,在超过 145 s 之后,释放的能量又变为缓慢增长,累积释放总能量 429.46 kJ .

不同倾角预制裂隙的无锚裂隙试件,在加载过程中的能量释放规律具有较大差异,但从整体来看仍具有一定的共性,即能量的释放具有一定的“突变性”,因此,可将无锚试件能量释放过程划分为缓慢增长和快速增长两个阶段,而能量释放的这两个阶段在加载过程中交替出现.如果将主控裂纹的形成看作是次生裂纹的“质变”,那么能量释放的缓慢增长阶段就是次生裂纹“量变”的过程.在缓慢增长阶段内裂隙试件损伤,微裂纹起裂、扩展,能量逐渐缓慢释放,当达到一定程度后,微裂纹出现快速、集中贯通形成主控裂纹,进入能量释放的快速增长阶段.主控裂纹的形成过程也是能量集中释放的过程,在释放能量快速增长阶段主控裂纹形成并扩展,随后裂隙试件释放的能量又进入到下一个缓慢增长阶段,如此循环往复直至试件破坏.根据试件自身的差异性,在加载至试件破坏过程中可能形成一次主控裂纹试件即破坏,如 45° , 60° 和 75° 裂隙试件.也有可能出现2次甚至更多的主控裂纹,试件才破坏,如 15° 和 30° 裂隙试件.整体来看裂隙倾角较小的试件主控裂纹形成次数较多,释放的总能量也更多,这与前文中无锚裂隙试件主控裂纹分布特征相吻合.结合主控裂纹的形成和贯通规律可将声发射能量剧增作为判断裂隙试件主控裂纹形成、扩展和贯通的重要标.

在加锚裂隙试件中,所有裂隙试件能量释放没有明显的“突变”现象,均呈现出“非线性”逐渐增大的趋势,累积释放的总能量分别为 $1425.96, 1255.4, 1450.972, 1265.34, 1391.7\text{ kJ}$ (以裂隙倾角从小到大为序).相比无锚裂隙试件,加锚裂隙试件能量释放过程相对均匀,且释放的总能量较多.说明裂隙试件加锚后,试件加载过程中发生了更大范围的损伤和微裂纹起裂、扩展,但是这种损伤和劣化在试件整体上分布

更均匀,避免了局部主控裂纹快速贯通而导致的试件快速破坏.加锚裂隙试件主控裂纹是形成也具有一个渐进的过程,没有出现主控裂纹的快速形成、扩展和贯通,主控裂纹的扩展路径更多,贯通路程更长.说明锚杆可以遏制主控裂纹的突然形成和快速扩展,使试件主控裂纹呈“稳态变化”,这对实际工程中,主控裂纹的快速形成和贯通使得岩体突然失稳,从而造成人员伤亡具有重要的指导意义.锚杆具有遏制主控裂纹快速形成、扩展和贯通的作用,迫使岩体中产生大范围的微裂隙,逐渐汇聚形成多路径和长距离的多条主控裂纹,从而使岩体释放出更多的弹性能,使围岩逐渐均匀地变形,更有利于控制巷道围岩稳定.

2 主控裂纹与能量释放的关系分析

裂隙试件在加载过程中从初始损伤到集中损伤,微裂纹的起裂到集中起裂,在表观上形成主控裂纹,而主控裂纹的扩展与贯通直接导致了试件的破坏.主控裂纹的形成在本质上是由外力对试件做功(压缩)过程中,试件中势能逐渐以表面能的形式释放,表现为微裂纹起裂、扩展,试件产生损伤,当损伤累积到一定程度后产生能量的集中释放,从而形成主控裂纹、并扩展和贯通.一般认为试件声发射信号越强,试件的损伤程度就越高.因此,可以假设裂隙试件损伤耗散功率与试件能量释放率之间为正相关关系,经过积分变换可得

$$Y = k \frac{W}{D}. \quad (7)$$

式中: $D > 0$,为试件损伤度; $Y \geq 0$,为损伤应变能释放率; $W \geq 0$,为裂隙试件释放的能量.根据不可逆热力学理论和连续损伤力学推导可得

$$W = \frac{n}{k} \left[\frac{1}{2} \lambda D_\lambda \varepsilon_{kk}^2 + \mu D_\mu \varepsilon_{ij}^2 \right]. \quad (8)$$

式中: ε_{kk} 和 ε_{ij} 为应变分量; μ 和 λ 为Lame弹性常数, $\lambda = \frac{\nu E}{(1+\nu)(1-2\nu)}$, $\mu = \frac{E}{2(1+\nu)}$; D_λ 和 D_μ 为唯像的双标量损伤变量,如果根据其展开是来取值是比较困难的,因此,参考Mori-Tanaka法,将裂纹面积密度函数 $\rho^* = \frac{ml^2}{\Delta A}$ 定义为损伤度 D^* ,其中, m 为单位主控裂纹面上的微裂纹数, l 为微裂纹的平均长度的一半, ΔA 为裂隙试件断面面积.则有

$$\begin{cases} D_\lambda = 1 - \frac{(1+\nu)(1-2\nu)}{(1+\nu+\pi D^*)(1-2\nu+\pi D^*)}; \\ D_\mu = 1 - \frac{(1+\nu)}{(1+\nu+\pi D^*)}. \end{cases} \quad (9)$$

代入裂隙试件基本力学参数见文献[12],其中,弹性模量 $E = 2.81$ GPa,变形模量 $\nu = 0.21$,由此可得 $\lambda = 0.84$, $\mu = 1.16$.根据式(2)可知,裂隙试件的损伤度与唯像的双标量损伤度之间是正相关关系.其中 $k=2$, $n=3$,由裂隙试件的尺寸可知 $\Delta A = 0.0518$ m²,当加载应力为一定值时,利用MATLAB可得出裂隙试件起裂释放的能量与微裂纹几何参数之间的关系如图10所示.

可以看出,在一定加载应力条件下裂纹起裂后,裂纹长度越长,裂隙条数越多,试件释放的能量越大,这就证实前面试验中主控裂纹数量越多、扩展路径更长释放的能量就越多,裂隙岩体加锚之后延缓了主控裂纹的形成,遏制了主控裂纹的快速贯通,增加了主控裂纹的贯通路径,使得裂隙试件峰后强度持续时间更长,试件更均匀、稳定地破坏.

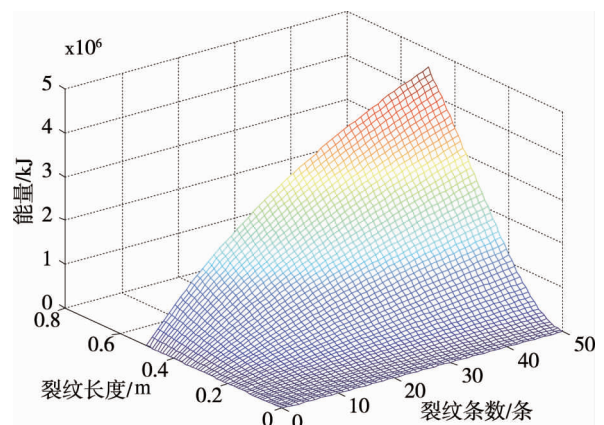


图10 能量释放与裂纹参数之间的关系

3 结论

1) 无锚试件加载过程中裂隙试件主控裂纹扩展路径相对单一. 预制裂隙具有引导主控裂纹扩展的作用, 且裂隙倾角越大这种引导作用越明显. 大倾角裂隙试件主控裂为以倾斜贯通为主, 小倾角裂隙试件以纵向-倾斜和纵向-局部横向贯通为主. 主控裂纹分支较少, 整体路径较短, 裂隙试件更容易破坏.

2) 裂隙试件加锚后, 主控裂纹在试件一端分支裂纹较少而另一端分支裂纹较多的扩展、贯通特征. 相比无锚裂隙试件, 加锚裂隙试件主控裂纹在横向、倾斜和纵向方向上均有扩展, 分支裂纹的数量和扩展长度更大, 受预制裂隙影响减小, 试件破坏所需时间更长.

3) 锚杆对于不同倾角单裂隙试件的峰前平均强度有一定提高, 但增幅很小, 峰值强度甚至有略有减小. 但是, 加锚裂隙试件峰后持续时间平均值比无锚裂隙试件更长. 考虑加载时间的等效峰后平均强度, 加锚试件比无锚试件的峰后平均强度更高.

4) 裂隙试件加载过程中能量的快速释放是主控裂纹形成和扩展的标志, 裂隙试件压缩过程中能量释放包括缓慢增长和快速增长阶段. 缓慢增长阶段为主控裂纹形成前的损伤累积阶段, 快速增长阶段为主控裂纹形成后的演化扩展阶段, 而锚杆主要是在主控裂纹的扩展演化阶段起到止裂作用.

5) 无锚裂隙试件主控裂纹长度较短, 裂纹数量较少, 试件快速破坏, 释放的能量较少. 裂隙试件加锚后, 主控裂纹路径长、裂纹数量较多, 试件逐渐破坏, 释放的能量更多. 说明锚杆能够延缓主控裂纹的形成, 延长主控裂纹的扩展路径, 遏制主控裂纹快速扩展、贯通.

参考文献:

- [1] 韦四江, 勾攀峰. 锚杆预紧力对锚固体强度强化的模拟实验研究[J]. 煤炭学报, 2012, 37(12): 1987-1993.
- [2] 蒲成志, 曹平, 赵延林, 等. 单轴压缩下多裂隙类岩石材料强度试验与数值分析[J]. 岩土力学, 2010, 31(11): 3661-3666.
- [3] Yang S Q, Jing H W. Strength failure and crack coalescence behavior of brittle sandstone samples containing a single fissure under uniaxial compression[J]. International Journal of Fracture, 2011, 168(2): 227-250.
- [4] Zhao Y L, Wang Y X, Wang W J, et al. Testing study on crack propagation due to rheological fracture in quasi-brittle material under compression-shear or double torsional loading[J]. Geotechnical and Geological Engineering, 2016, 34(5): 1655-1667.
- [5] Zhao Y L, Zhang L Y, Wang W J, et al. Cracking and stress-strain behavior of rock-like material containing two flaws under uniaxial compression[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2016, 49(7): 2665-2687.
- [6] WONG R H C, CHAU K T, TANG C A, et al. Analysis of crack coalescence in rock-like materials containing three flaws: part I. experimental approach[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 2008, 39(4): 838-844.
- [7] 黄明利, 黄凯珠. 三维表面裂纹相互作用扩展贯通机制试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(9): 1794-1799.
- [8] 杨延毅. 加锚层状岩体的变形破坏过程与加固效果分析[J]. 岩石力学与工程学报, 1994, 13(4): 309-317.
- [9] 李术才, 张宁, 吕爱钟, 等. 单轴拉伸条件下断续节理岩体锚固效应试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(8): 1579-1586.
- [10] 王文, 朱维申, 马海萍, 等. 不同倾角节理组合锚固效应对岩体特性的影响[J]. 岩土力学, 2013, 34(3): 887-893.
- [11] 张波, 李术才, 杨学英, 等. 含交叉裂隙节理岩体锚固效应及破坏模式[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33(5): 996-1003.
- [12] 王平, 冯涛, 朱永建, 等. 加锚多组有序裂隙类岩体单轴破坏试验分析[J]. 岩土工程学报, 2015, 37(9): 1644-1652.
- [13] 王平, 冯涛, 朱永建, 等. 加锚预制裂隙类岩体锚固机理试验研究及其数值模拟[J]. 岩土力学, 2016, 37(3): 1001-1009.
- [14] 王卫军, 袁超, 余伟健, 等. 深部高应力巷道围岩预留变形控制技术[J]. 煤炭学报, 2016, 41(9): 2156-2164.