

文章编号: 1000-7598 (2013) 03-0887-07

不同倾角节理组和锚固效应对岩体特性的影响

王 文, 朱维申, 马海萍, 张 磊

(山东大学 岩土与工程研究中心, 济南 250061)

摘 要: 首先采用 DDARF(discontinuous deformation analysis for rock failure)分析方法对双裂隙岩块进行单轴和双轴压缩模拟试验, 研究了裂隙角度和侧向应力大小对岩块特性的影响, 得到了裂隙岩块在这两种加载试验中的破坏过程、应力-应变曲线以及岩块中裂隙的起裂应力和岩块的峰值强度。在双轴压缩模拟试验中绘制了裂隙角度为 45° 的岩块在不同侧向压力下的强度包络线。其次, 采用 DDARF 分析方法模拟劈裂试验中含裂隙试块的锚固效果, 得到了 4 种不同锚固角度试块的轴向荷载-位移变化曲线和裂隙扩展规律。模拟结果与前人的类似条件下的试验结果相符良好。随后又将双裂隙试块双轴压缩模拟试验中得到的参数运用到一地下洞室的工程实例中, 用等效力学特性的方法分析对比了完整岩体和节理岩体洞室开挖完成后的破损状态的差异。最后运用 DDARF 分析方法研究了随机生成 4 组节理岩体的地下洞室的稳定性, 得到了洞室节理围岩的裂隙扩展过程。同时通过对关键点位移的监测分析了锚杆的锚固效应。

关 键 词: 非连续变形分析方法; 节理岩体; 裂隙扩展; 地下工程; 锚固效应

中图分类号: TU 457

文献标识码: A

Influence of joints set with different dip angles and anchorage effect on rock mass behaviour

WANG Wen, ZHU Wei-shen, MA Hai-ping, ZHANG Lei

(Geotechnical and Structural Engineering Research Center, Shandong University, Jinan 250061, China)

Abstract: Using DDARF (discontinuous deformation analysis for rock failure) method, the uniaxial and biaxial compression experiments of double-fractured rock mass are numerically investigated. Influences of fracture angle and lateral stress on behaviour of rock mass are studied and the corresponding stress-strain relationship curves are analyzed. Moreover, crack initiation stress and the peak strength of specimens are obtained. In the biaxial compression experiments of double-fractured rock mass, strength envelopes of 45° fractured specimen under different lateral pressures are obtained. Using DDARF method, the axial load-displacement curves and crack propagation for four kinds of specimens with different anchor angles are obtained, which can simulate the anchorage effect on fractured rock. The simulation results and the previous splitting tests under similar conditions agree well with each other. The parameters obtained from biaxial compression experiment are used in a practical engineering example; and the differences of damage state between intact rock mass and fracture rock mass are analyzed after excavation of underground cavern by means of the equivalent mechanical character. At the last, the DDARF method is adopted to analyze the stability of an underground cavern with four groups of random joints; and then crack propagation process of jointed rock mass around the cavern are obtained. Besides, the effect of anchor on fractured rock mass are studied through monitoring the displacements of the key points.

Key words: discontinuous deformation analysis; jointed rock mass; crack propagation; underground construction; anchoring effect

1 引 言

国内外一系列的岩体工程实践表明, 岩体工程的失稳, 大多数是由于其内部节理、裂隙、断层等

缺陷及其发展造成的。为了防止岩体的变形破坏, 工程中经常采用各种锚杆进行加固。因此, 探究岩体内部节理裂隙在工程中的扩展过程, 尤其是节理对岩体特性和地下工程稳定性的影响和锚杆的锚固

收稿日期: 2012-03-19

基金项目: 国家自然科学基金重点项目(No. 41072234); 山东省自然科学基金重点项目(No. ZR2009AZ001)。

第一作者简介: 王文, 女, 1982 年生, 博士研究生, 主要从事地下工程岩体稳定性分析和数值计算的研究。E-mail: sddxww@126.com

通讯作者: 朱维申, 男, 1932 年生, 博士, 教授, 博士生导师, 主要从事岩石力学与工程的教学及研究工作。E-mail: zhuw@sdu.edu.cn

效果,具有重要的理论及现实意义。

针对岩体的结构特点,石根华^[1-2]于 20 世纪 80 年代提出了模拟岩体结构不连续变形行为的一种全新数值计算方法——不连续变形分析方法(discontinuous deformation analysis, DDA)。DDA 方法基于最小势能原理建立系统方程,具有完备的块体运动学理论,能够较好地模拟多块体系统的大位移和大变形问题,因此,在数值模拟和工程应用方面取得了较大的发展^[3-11]。焦玉勇等^[12-14]改进了 DDA 算法,构建了一种断续节理岩体破坏过程的分析方法——DDARF (discontinuous deformation analysis for rock failure)。该方法采用行波法将计算区域自动剖分成三角形块体单元,块体边界分为真实的节理边界和虚拟节理边界。裂纹扩展沿虚拟节理进行,并且按照界面破裂准则进行裂隙扩展分析。DDARF 方法^[15]可以模拟裂纹萌生、扩展、贯通和岩体破碎全过程,适用于完整岩石、断续节理岩体乃至完全不连续岩体等任意情形。本文采用 DDARF 方法,分别研究了含有双节理组的岩体和锚固节理岩体的变形破裂过程。

2 双裂隙岩块的压缩试验

2.1 模型建立

首先建立双裂隙岩块的计算模型。试块尺寸为 70 mm×140 mm (宽度 a ×高度 b),裂隙长度取 20 mm,裂隙两端竖向对齐并且中心垂线距离为 30 mm。试件中内置双裂隙布置见图 1 (上、下内置裂隙分别简称裂隙①、②)。DDARF 数值模型计算中岩块和节理参数如表 1 所示。

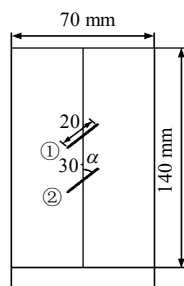


图 1 双裂隙布置图

Fig.1 Double-fracture layout diagram

表 1 块体和节理的力学参数

Table 1 Mechanical parameters of the blocks and joints

材料	重度 /(kN/m ³)	弹性模量 /GPa	泊松比	抗拉强度 /MPa	凝聚力 /MPa	内摩擦角 /(°)
块体	25.0	10	0.25			
虚拟节理				3.5	5.6	30
真实节理				0	0	30

2.2 加载方式

采用 DDARF 程序对双裂隙试块进行单轴压缩模拟试验,在模型上端施加轴向压力。裂隙与竖轴向夹角 α 别取 0°、30°、45°、60°、90°。

2.3 单轴压缩试验的裂纹扩展过程

裂隙夹角为 45°时的双裂隙试块破坏过程如图 2 所示,施加荷载后试块中两条原生裂隙的端部首先产生翼裂纹。随着压力的增大,翼裂纹沿着轴向方向逐步扩展,同时试块两侧也产生了一些次生裂纹并继续增多和扩展。随后裂隙①上缘翼裂纹迅速扩展、贯通到试块边界,裂纹完全贯通进而导致岩样的宏观破坏。

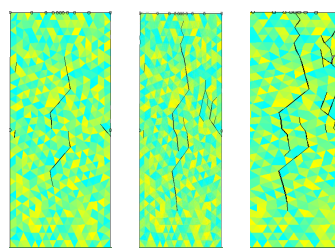
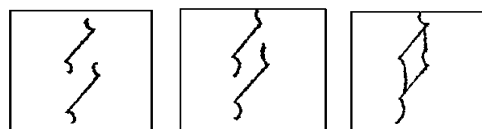


图 2 裂纹扩展过程 ($\alpha=45^\circ$)

Fig.2 Crack propagation process ($\alpha=45^\circ$)

图 2 所示的双裂纹扩展的过程,与朱维申等^[16]用模型试验所得出的结果是颇为符合的。该模型试验是采用相似材料做成脆性度较好的模型块体,在其中部制作了两条贯穿裂隙,然后进行单轴压缩试验。试验结果中的裂纹扩展过程如图 3 所示。



(a) 翼裂纹产生 (b) 翼裂纹扩展 (c) 翼裂纹贯通岩样

图 3 试验中裂纹扩展过程

Fig.3 Crack propagation process in test

2.4 单轴压缩试验结果分析

双裂隙试块在不同角度工况下的应力-应变曲线都有类似的阶段性,见图 4。试块的变形破坏经历了 4 个阶段:①裂隙压密阶段(oa 段):试块内原有裂隙出现闭合压密,裂隙面间稍有滑动,应力较应变增长缓慢;②弹性变形阶段(ab 段):应力-应变曲线呈现为线性关系且斜率变陡,在弹性阶段的末端处试块起裂,这个阶段块体内部原有裂隙压密以及局部结构进行调整;③稳定扩展阶段(bc 段):各曲线斜率变缓,侧向应变较轴向应变增长快,试块中预制裂隙的尖端产生局部应力集中并且随着

压力的增加, 裂隙出现扩展; ④非稳定扩展阶段 (cd 段): 外部荷载达到岩块的峰值强度, 主裂隙迅速扩展和贯通, 同时伴随着次生裂隙的萌生和扩展, 进而导致试块的宏观破坏。图 4 中体应变曲线会回弹接近或超过 0 值, 说明试块发生了扩容。

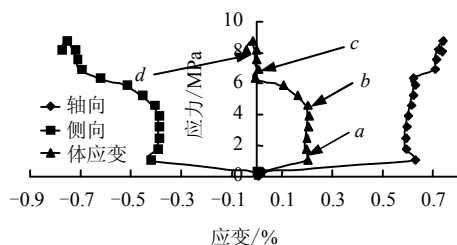


图 4 单轴压缩下的应力-应变曲线 ($\alpha=45^\circ$)
Fig.4 Stress-strain curves under uniaxial compression ($\alpha=45^\circ$)

不同裂隙角度条件下, 试块的峰值强度值、起裂应力和拐点应力见表 2。可以看出, 裂隙角度为 45° 时 A 值最低, 并且随着角度增加峰值强度呈现 V 字型变化, 此规律与张磊^[17]做的试验结果相一致。

表 2 单轴压缩下不同裂隙试块的应力值
Table 2 Stresses of different fractured specimens under uniaxial compression

裂隙角度 /(°)	峰值强度 /MPa	A /%	起裂应力 /MPa	A' /%	拐点应力 /MPa
0	13.00	99.85	9.61	88.96	11.70
30	9.12	69.85	6.87	63.65	6.87
45	7.61	58.27	4.00	37.08	3.78
60	8.68	66.43	5.98	55.34	6.44
90	12.50	96.30	7.27	67.29	12.58
完整试件	13.06		10.80		

注: A 和 A' 分别表示峰值强度、起裂应力占完整试块数据的百分比。

2.5 双裂隙岩块的双轴压缩试验

采用 DDARF 程序对双裂隙试块进行双轴压缩模拟试验, 计算模型与单轴压缩模型试验相同。在模型上端和侧向分别施加均布压力, 侧向压力分别取完整试件单轴抗压强度的 5%、10%、15%、20%, 并分别对裂隙角度为 30° 、 45° 、 60° 共 3 种工况进行计算。10% 的侧压、裂隙角度为 45° 的岩块裂纹扩展过程如下: 加载后, 裂纹扩展初期阶段和单轴受压时的相似。但继续加载后, 裂隙的翼裂纹扩展较单轴受压时缓慢, 在试块的右侧边界下部产生较长的次生裂纹。其后裂隙中间产生较多的次生裂纹并且扩展, 并与翼裂纹贯通。最后次生裂纹数量继续增多并扩展, 直至试块完全破坏。双轴压缩试验的应力-应变曲线也可以被分成 4 个阶段, 与图 4 相似, 但由于有侧向压力, 体应变曲线一直未能发展到纵

坐标左侧。不同侧向压力和裂隙角度条件下, 试块的峰值强度值见表 3。

表 3 裂隙试块峰值强度值

Table 3 Peak strengths of fractured specimens

侧向压力/抗压强度 /%	不同裂隙角度的试块峰值强度/MPa		
	$\alpha=30^\circ$	$\alpha=45^\circ$	$\alpha=60^\circ$
0	9.12	7.16	8.68
5	13.02	12.23	13.09
10	15.04	13.77	13.78
15	15.90	15.42	16.95
20	18.67	16.75	18.30

由表 3 中的结果绘制图 5, 可以看出: 裂隙角度为 45° 时试块的峰值强度总是最低; 随着侧向压力的增大, 相同角度裂隙试块的峰值强度相应增大, 并且当侧向压力为峰值强度的 20% 时的峰值强度比无侧压时的提高了两倍以上。

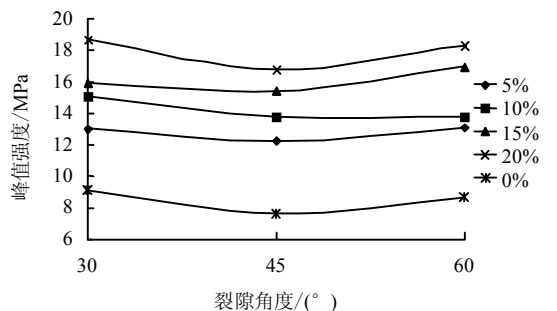


图 5 不同角度裂隙下试块的峰值强度
Fig.5 Peak strengths of specimens with different fracture angles

由表 3 结果可绘制裂隙角度为 45° 的试块在不同侧压下的强度包络图, 如图 6 所示, 并且可得包络线方程式为

$$\tau = 1.786(\sigma + 1.305)^{0.609} \quad (1)$$

式中: σ 为法向应力; τ 为切向应力。由式 (1) 可以得到近似的凝聚力 $c = 2.1$ MPa 和内摩擦角 $\varphi = 47.4^\circ$ 。

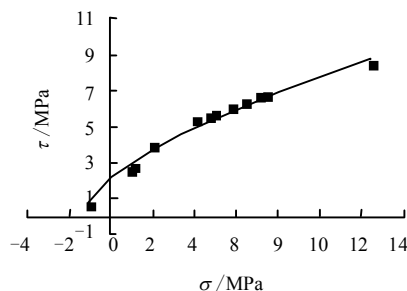


图 6 拟合后裂隙角度为 45° 试块的强度包络线
Fig.6 Fitting strength envelope of specimens with 45° degree of fracture angle

对于完整试件来说 $c=6\text{ MPa}$, $\varphi=54^\circ$, 可以得到强度准则为

$$\tau = 0.983[0.5 \times (\sigma_1 + \sigma_3) + 1]^{0.776} \quad (2)$$

3 劈裂条件下裂隙试块锚固效应

含裂隙的岩体在如何进行锚固以更好地提高其强度方面是一个重要的研究课题。本文对劈裂试验中锚固裂隙试块的强度和裂纹扩展过程进行了数值模拟研究。

3.1 模型建立

张磊^[17]对劈裂试验中锚固裂隙试块的强度和裂纹扩展过程进行了试验研究。参照文献[17]的试验, 本文拟采用 DDARF 程序进行数值模拟的相似研究, 并与其结果进行对比分析。首先建立与劈裂试验有相同尺寸的模型, 并且施加相同的轴向位移荷载, 然后分别研究锚固角(锚杆埋设方向与裂隙平面所形成的锐角)为 30° 、 45° 、 70° 和 85° 共 4 种工况下的裂隙对试块性能的影响。

3.2 数值模拟结果

使用 DDARF 程序模拟出不同锚固角度试块的轴向荷载-位移变化曲线。由于程序中不能模拟锚杆的滑移, 因此, 试块破坏后轴向荷载-位移曲线中没有出现残余强度, 如图 7 所示。锚固角度为 30° 的试块的裂纹扩展过程如图 8 所示, 加锚后, 试块首先在裂隙尖端产生翼裂隙, 然后许多次生裂纹在两个相邻端开始产生并扩展, 并且相向生长, 随后形成破碎带而导致试块破坏。

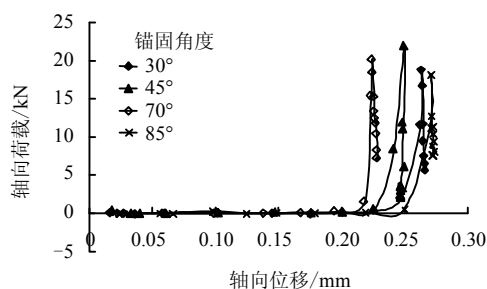


图 7 轴向荷载-位移曲线
Fig.7 Axial load-displacement curves

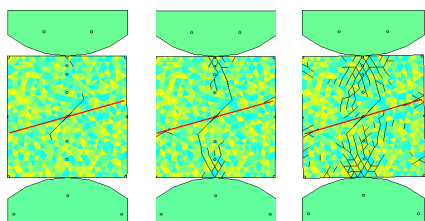


图 8 裂纹扩展过程
Fig.8 Propagation process for fractures

3.3 试验分析

张磊^[17]研究了劈裂条件下不同锚固角度的锚杆对裂隙试件的锚固效应。试验中采用硬铝合金棒作为锚杆材料(如图 9(a)), 并采用厚度为 1 mm、宽度为 4 cm、长度为 15 cm 的聚氯乙烯薄膜加工的薄片作为预置贯穿裂隙(见图 9(b))。试块为边长 100 mm 的立方体, 裂隙与轴向的夹角分别为 30° 、 45° 、 70° 、 85° 。

劈裂试验是将试件放置于劈裂夹具中完成的(见图 9(c))。试验过程中采用位移控制方式, 在伺服压力机上以一定的加载速率对劈裂夹具加载, 直至试件发生劈裂破坏。

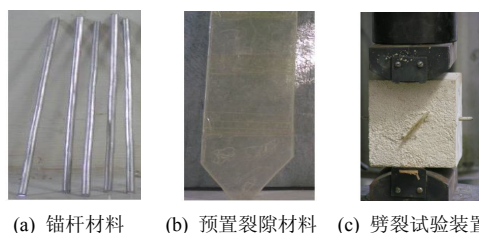


图 9 锚杆、裂隙材料和劈裂试验装置
Fig.9 Anchor bolt, fissure materials and splitting test device

3.4 试验结果

通过劈裂试验分别得到了轴向荷载-位移变化曲线和试块破坏过程, 如图 10、11 所示, 图 11 中圆圈位置表示锚杆。图 10 中的轴向荷载峰值点 A 的值见表 4。试块破坏过程如下: 随着荷载的增大, 裂缝发展程度增加, 随后锚杆与砂浆在粘结界面上发生滑移并失效, 试件彻底断裂。

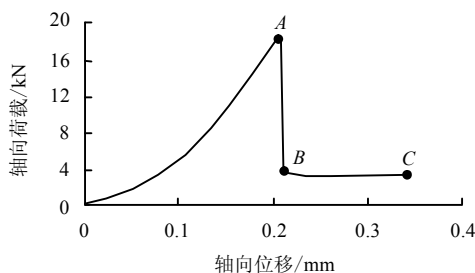


图 10 劈裂试验中轴向荷载-位移曲线
Fig.10 Axial load-displacement curve in splitting test

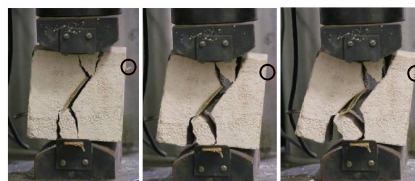


图 11 试验中裂纹扩展过程
Fig.11 Crack propagation process in splitting test

表4 锚固试块的峰值强度

Table 4 Peak strengths of anchor specimens			
锚固角度/(°)	试验结果/kN	模拟结果/kN	两者误差/%
30	20.10	18.69	7.01
45	20.23	21.87	8.11
70	19.82	20.06	1.21
85	19.41	18.21	6.18

3.5 结果对比分析

将 DDARF 数值模拟计算结果与室内劈裂试验结果进行对比可知:轴向荷载-位移曲线的峰值强度(见表4)相差幅度在1%~10%之间,模拟效果较好。同时,数值模拟的裂纹扩展规律也与试验现象相符。

4 实际工程中的应用分析

4.1 洞室节理围岩开挖的等效连续介质分析方法

现以某水电站地下主厂房为研究背景,采用FLAC^{3D}程序分别对完整岩体和裂隙岩体进行模拟计算,从而研究裂隙对洞室围岩的位移和塑性区的影响。

洞室的平面应变分析模型总尺寸(宽×高)为220 m×550 m。厂房高为50 m,宽为20 m,自上而下分4步开挖,分别用①~④表示,如图15所示。岩体平均重度为27 kN/m³,弹性模量为20 GPa。垂直方向地应力为岩体自重,水平应力为垂直应力的1.5倍。

根据前述裂隙试块双轴压缩试验所得到的完整岩体和裂隙岩体的 c 、 φ 值对该厂房开挖过程进行稳定性分析。由双裂隙角度为45°的试块 $c=2.1$ MPa, $\varphi=47.4^\circ$ 进行计算,可得最后一步开挖后地下厂房的塑性区如图12所示,开挖完成后的塑性区总面积为876.9 m²,左、右边墙的最大位移约为44 mm,拱顶的位移为9.5 mm。同理以完整试件 $c=6$ MPa, $\varphi=54^\circ$ 进行计算,可得最后一步开挖完成后地下厂房的塑性区如图13所示,塑性区面积为354.6 m²,左、右边墙的位移约为41 mm,拱顶的位移为5.3 mm。由此可见,考虑节理组时塑性区要比完整岩体的塑性区大2.5倍,而左右边墙的位移也要大10%左右。因此,节理裂隙对洞室围岩的力学性能及开挖破坏有显著的影响。

4.2 洞室围岩开挖和锚固的非连续变形分析

水电工程或隧道工程所在的岩体地层中存在大量节理裂隙。节理裂隙经常在工程开挖后扩展连通,成为围岩失稳的隐患。为保证施工期间和工程建成后运行期的稳定,地下工程开挖大多采用锚杆支护来加固围岩。

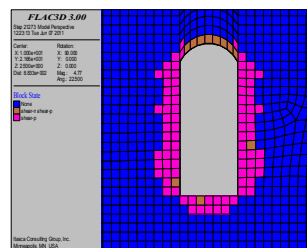


图12 裂隙岩体塑性区

Fig.12 Plastic zone for jointed rock mass

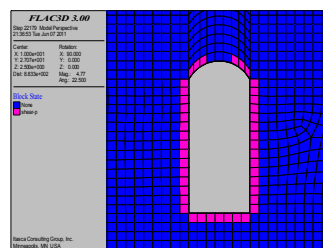


图13 完整岩体塑性区

Fig.13 Plastic zone for intact rock mass

现以随机生成4组节理的某水电站洞室为研究背景,运用DDARF程序分别对开挖无锚工况和加锚工况进行模拟计算,从而研究洞室围岩的裂隙扩展过程以及锚固效果。

4.2.1 模型建立

首先建立洞室的平面应变计算模型。模型总尺寸为220 m×172 m,洞室高为42.5 m,宽为20 m,如图14所示(红色表示锚杆)。地下厂房开挖共分4步,分别用①~④表示,关键点A、B、C分别表示洞室顶拱和边墙中点(见图15)。DDARF数值模型计算中岩体与节理参数如表5所示。锚杆长度为8 m,间距为3 m。

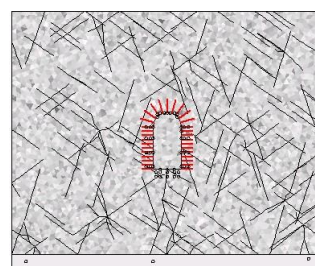


图14 地下厂房计算模型

Fig.14 Model of underground cavern

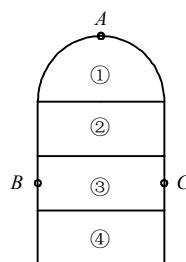


图15 关键点布置与开挖过程

Fig.15 Key points and excavation process

表 5 洞室岩体和节理的力学参数
Table 5 Mechanical parameters of rock mass and joints

材料	重度 /(kN/m ³)	弹性模量 /GPa	泊松比	抗拉强度 /MPa	凝聚力 /MPa	摩擦角 /(°)
块体	27	20	0.28			
虚拟节理				4	6	30
真实节理				0	0	30

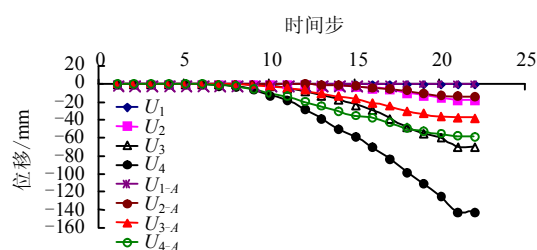
表 6 开挖完成后的洞室关键点位移比较
Table 6 Comparison of displacements of key points after excavation

关键点	关键点位移/mm		减少/%
	有锚杆	无锚杆	
A	-37.44	-42.38	11.66
B	29.10	33.92	14.21
C	-12.86	-14.31	8.33

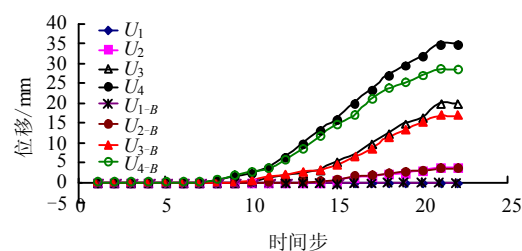
4.2.2 关键点的位移比较

图 16 中, U_1 、 U_2 、 U_3 和 U_4 表示岩体无锚情况下各关键点各步开挖随时间步的变化曲线; U_{1-A} 、 U_{2-A} 、 U_{3-A} 、 U_{4-A} 表示岩体有锚情况下关键点 A 各步开挖的位移随时间步的变化曲线。

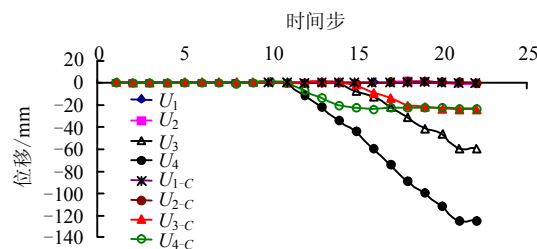
由图 16 和表 6 可知, 洞室开挖卸载引起地应力的释放, 洞室的顶板主要表现为竖直方向的位移变形, 左右边墙主要变现为水平方向的位移变形。同时, 锚固使洞室的主厂房顶拱、上游边墙和下游边墙的位移值都比无锚支护时的位移值小, 减小幅度为 5%~20%。因此, 锚杆的加固作用效果明显, 可以较好地改善围岩的应力状态。



(a) A 点垂直方向位移图



(b) B 点水平方向位移图

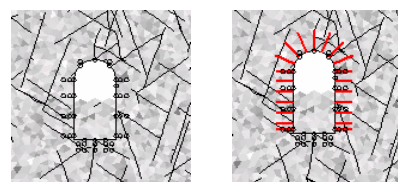


(c) C 点水平方向位移图

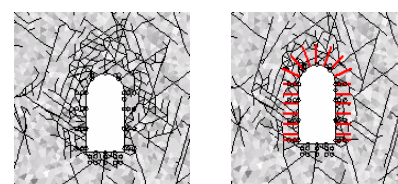
图 16 关键点的位移图
Fig.16 Displacements of key points

4.2.3 围岩裂隙扩展过程

洞室开挖过程中围岩周围的裂隙扩展过程如图 17 所示: 无锚洞室岩体首先在顶拱出现新裂隙, 然后局部的裂隙扩展和贯通, 随后洞室边墙出现新裂隙。但当洞室锚固后围岩出现较少的裂隙, 裂隙扩展较缓慢。总之, 锚固可减少围岩的变形和明显地提高洞室的稳定性。



(a) 开挖第 2 步



(b) 开挖第 4 步

图 17 洞室围岩的裂隙扩展过程
Fig.17 Crack propagation process of surrounding rock of the carven

5 结 论

(1) 采用 DDARF 分析方法研究双裂隙试件受压后的应力-应变关系, 其曲线具有比较明显的 4 阶段性, 与一般岩石力学试验 4 个阶段变形特点相类似。同时其力学特性受裂隙角度的影响明显, 并且峰值强度随裂隙角度增大呈现 V 字型变化, 裂隙角度为 45°时最小。

(2) 双裂隙岩体双轴受压时, 裂隙扩展的速度较单轴受压时缓慢, 峰值强度随着侧压的增大而明显增大, 一定条件下其强度提高两倍以上。裂隙角度为 45°时试块的峰值强度也是最低的。

(3) 在劈裂试验中, 通过 DDARF 数值模拟与室内试验进行对比得到的荷载-位移曲线的峰值强度较一致, 同时数值模拟的裂隙扩展规律也与试验

现象相符。

(4) 通过双裂隙岩体的数值模拟获得强度包络线方程式和参数 c 、 ϕ 的取值, 用此分析了一个地下洞室的稳定性。根据等效连续介质分析方法分析得到多裂隙岩体洞室的破损区要比完整岩体洞室的破损区大 2.5 倍左右

(5) 随机生成 4 组裂隙岩体的洞室主厂房加锚开挖后, 主厂房顶拱、上游边墙和下游边墙的位移值都比无锚支护时位移值小, 减小幅度为 5%~20%, 由此可见, 锚杆的加固作用效果明显, 可以较好地改善围岩的应力状态。

参 考 文 献

- [1] SHI G H. Discontinuous deformation analysis—a new numerical model for the statics and dynamics of block system[D]. Berkeley: University of California, 1988.
- [2] 石根华. 块体系统的非连续变形数值分析新方法[M]. 任放等译. 北京: 科学出版社, 1993.
- [3] CHANG T C. Nonlinear dynamic discontinuous deformation analysis with finite element meshed block systems[D]. Berkeley: University of California, 1994.
- [4] 姜清辉. 三维非连续变形分析方法的研究[D]. 武汉: 中国科学院武汉岩土力学研究所, 2000.
- [5] 郑榕明, 张勇慧, 王可钧. 耦合算法原理及有限元与 DDA 的耦合[J]. 岩土工程学报, 2000, 22(6): 727—730.
CHENG Rong-ming, ZHANG Yong-hui, WANG Ke-jun. Coupling of FEM and DDA method [J]. **Chinese Journal of Geotechnical Engineering**, 2000, 22(6): 727—730.
- [6] MACLAUGHLIN M M, SITAR N, DOOLIN D M, et al. Investigation of slope stability kinematics using discontinuous deformation analysis[J]. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, 2001, 38(6): 753—762.
- [7] 刘君. 三维非连续变形分析与有限元耦合算法研究[D]. 大连: 大连理工大学, 2001.
- [8] 郭爱清, 丁秀丽, 陈胜宏, 等. DDA 在复杂地质条件下地下厂房围岩变形与破坏特征分析中的应用研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(1): 1—8.
WU Ai-qing, DING Xiu-li, CHEN Sheng-hong, et al. Researches on deformation and failure characteristics of an underground powerhouse with complicated geological conditions by DDA method[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2006, 25(1): 1—8.
- [9] 马永政, 郑宏, 李春光. 应用自然邻接点插值法的块体非连续变形分析[J]. 岩土力学, 2008, 29(1): 119—124.
MA Yong-zheng, ZHENG Hong, LI Chun-guang. Applying natural neighbor interpolation to discontinuous deformation analysis of block system[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2008, 29(1): 119—124.
- [10] 姜清辉, 周创兵. 岩土工程不连续变形分析计算中的若干问题[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(10): 2014—2026.
JIANG Qing-hui, ZHOU Chuang-bing. Some issues in discontinuous deformation analysis for geotechnical engineering[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2007, 26(10): 2014—2026.
- [11] 郑春梅. 基于 DDA 的裂隙岩体水力耦合研究[D]. 济南: 山东大学, 2010.
- [12] 焦玉勇, 张秀丽, 刘泉声, 等. 用非连续变形分析方法模拟岩石裂纹扩展[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(4): 682—691.
JIAO Yu-yong, ZHANG Xiu-li, LIU Quan-sheng, et al. Simulation of rock crack propagation using discontinuous deformation analysis[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2007, 26(4): 682—691.
- [13] 张秀丽. 断续节理岩体破坏过程的数值分析方法研究[D]. 武汉: 中国科学院武汉岩土力学研究所, 2007.
- [14] 张秀丽, 焦玉勇, 刘泉声, 等. 用改进的 DDA 方法模拟公路隧道的稳定性[J]. 岩土力学, 2007, 28(8): 1710—1714.
ZHANG Xiu-li, JIAO Yu-yong, LIU Quan-sheng, et al. Modeling of stability of a highway tunnel by using improved DDA method[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2007, 28(8): 1710—1714.
- [15] 焦玉勇, 张秀丽, 李廷春. 模拟节理岩土破坏全过程的 DDARF 方法[M]. 北京: 科学出版社, 2010.
- [16] 朱维申, 陈卫忠, 申晋. 雁形裂纹扩展的模型试验及断裂力学机制研究[J]. 固体力学学报, 1998, 19(4): 355—360.
ZHU Wei-shen, CHEN Wei-zhong, SHEN Jin. Simulation experiment and fracture mechanism study on propagation of echelon pattern cracks[J]. **Chinese Journal of Solid Mechanics**, 1998, 19(4): 355—360.
- [17] 张磊. 锚杆加固对裂隙岩体力学性能影响的室内试验和数值分析[D]. 济南: 山东大学, 2009.