

DOI:10.16030/j.cnki.issn.1000-3665.2019.01.09

基于 FLAC3D 的危岩撑-锚联合支护分配比研究

陈 涛

(重庆路通工程技术咨询有限公司, 重庆 401320)

摘要: 针对危岩治理工程撑-锚联合支护分配比问题, 采用 FLAC3D 模拟程序, 以万州首立山危岩 W32 治理工程为例, 通过监控点位移指标开展危岩撑-锚联合支护分配比模拟研究, 初步获得如下结论: 万州首立山危岩 W32 稳定系数、位移云图、监控点位移变化率均表明, 危岩处于非稳定状态, 并受后缘卸荷结构面与岩腔控制; 采用 500 kN 支撑柱支护力下危岩最大位移比未支护条件降低 87.2%, 而采用 500 kN 锚固支护力下危岩最大位移降低为 84.0%; 2 个单独支护措施均可较好地支撑危岩稳定性, 但在危岩长期荷载作用下, 支撑柱支护措施将失去其控制位移的优势, 而锚固可发挥其控制位移的优势。采用 500 kN 撑-锚联合支护力下危岩最大位移降低超过 95%, 显示出比单独采用支撑柱或锚固较好的支护效果, 同时, 基于监控点最大位移分析得出撑-锚联合支护的最佳分配比为 6:4。

关键词: 分配比; 撑-锚联合支护; FLAC3D; 危岩

中图分类号: P642.21

文献标识码: A

文章编号: 1000-3665(2019)01-0064-07

A study of the distribution ratio for combined spore-anchor supporting of unstable rocks based on FLAC3D

CHEN Tao

(Chongqing Lutong Engineering Consulting Co. LTD., Chongqing 401320, China)

Abstract: For the question of distribution ratio for combined spore-anchor supporting of unstable rock engineering, taking the unstable rock W32 in Shouli Mountain, Wanzhou City, this paper carried out the simulation study on the distribution ratio for combined spore-anchor supporting by means of monitoring displacement. It can be concluded that stability coefficient, displacement cloud and displacement gradients of monitoring points of unstable rock W32 indicated its instability, which was controlled by bedding surface and unloading plane; The maximum displacement at 500 kN of supporting spore reduced by 87.2% compared with no supporting, meanwhile, the maximum displacement at 500 kN of anchor reduced by 84.0% compared with no supporting, thus, supporting spore and rock anchor both nicely supported the stability of unstable rock. However, the supporting spore could lose its advantage of controlling displacement, but rock anchor could give play to its advantage of controlling displacement. The maximum displacement at 500 kN of combined spore-anchor reduced by more than 95% compared with no supporting, which indicated better supporting effect than that of the single supporting spore or rock anchor. Simultaneously, this paper analyzed that the best distribution ratio of combined spore-anchor was 6:4 based on monitoring displacement.

Keywords: distribution ratio; combined spore-anchor supporting; FLAC3D; unstable rock

危岩(unstable rock)是指由多组岩体结构面切割并位于陡崖或陡坡上稳定性较差的岩石块体及其组合^[1-2]。

危岩崩塌是西部山区常见的地质灾害之一,具有分布范围广、规模大、灾害严重、突发性、频率高等特点。崩塌灾

收稿日期: 2018-05-22; 修订日期: 2018-08-02

基金项目: 国家自然科学基金项目资助(51478065)

第一作者: 陈涛(1990-),男,硕士,工程师,主要从事高边坡及崩塌等方面的研究。E-mail:chentao20182018@163.com

害严重影响交通、航运,摧毁水利设施、建构筑物、威胁人员生命财产等^[3-4]。随着“一带一路”与“长江经济带”建设的深入发展,工程建设开挖、扰动等因素将诱发新一轮的危岩崩塌灾害,加大危岩崩塌灾害防控力度,加强危岩崩塌灾害治理迫在眉睫。

危岩防治技术可分为主动防治技术和被动防治技术^[5-8],其中主动防护技术中支撑-锚固联合支护技术在万州太白岩、万州首立山等川东地区危岩治理中起到良好的效果,也得到了积极推广。然而,在撑-锚联合支护设计方法中,分配比是一直尚未解决的问题。迄今,国内外学者关于防治技术联合支护的研究内容较少,如史彦文^[9]将锚索框架梁与抗滑桩联合支护成功应用于路基高边坡治理工程,弥补了传统支护方式的不足;付晓等^[10]通过振动台试验研究得出锚索与抗滑桩在地震时表现为协同工作机制,认为工程设计中要充分考虑地震效应对桩锚下滑力分担比的影响;孟庆山等^[11]通过试验得出桩-锚-挡墙联合支护可起到更好支护残积土边坡的效果;陈长流等^[12]将预应力锚杆与土钉联合支护技术应用于基坑工程,通过监测数据分析得出施加预应力锚杆可有效控制基坑位移;俞海波等^[13]模拟了排桩与土钉墙联合支护基坑的变形情况,得出坡顶位移大于坡脚位移的结论。

本文针对危岩治理工程撑-锚联合支护分配比问题,采用FLAC3D模拟程序,以万州首立山危岩W32治理工程为例,分析W32危岩稳定性,通过监控点位移指标开展危岩撑-锚联合支护分配比模拟研究,研究成果可为危岩设计提供理论依据。

1 首立山危岩工程概况

首立山危岩斜坡基岩由侏罗系中统沙溪庙组砂泥岩软硬岩体组成,整个斜坡形态呈折线型,总体地势北高南低。坡脚地形高程180 m,坡顶高程420 m,高差240 m,陡崖多为砂岩组成,崖高10~33 m,坡角60°~80°,部分段直立,甚至反倾。陡崖与陡崖之间多形成陡坡或缓斜坡地形,多由土层覆盖。陡崖坡脚多为泥岩构成,由于砂泥岩的差异风化多形成岩腔,岩腔高1~3 m,深0.5~3 m。在陡崖地带由于裂隙发育,砂岩受裂隙切割破坏,多形成危岩体(带)。缓斜坡地带地形相对较平缓,地形坡角8°~15°,宽度一般35~100 m,陡斜坡地带地形坡角15°~30°。

首立山危岩发育于陡崖上,陡崖由巨厚层状砂岩构成,由于陡崖砂岩底部与底砾岩及夹层泥质粉砂岩的差异风化作用,在岩性差异边界处均发育有岩腔,岩腔之

上常发育有危岩体(带)。根据现场调查,共发现危岩(带)145个,其中滑移式危岩47处,占危岩总数的32.42%;倾倒式危岩67处,占危岩总数的46.20%;坠落式危岩31处,占危岩总数的21.38%。首立山危岩主要治理措施有清除、锚固、支撑、支撑柱-锚固联合支护、支撑墙-锚固联合支护、拦石墙、拦石网等,其中撑-锚联合支护在万州首立山危岩治理工程中得到了有效应用,尤其对于具有岩腔条件的倾倒式危岩与坠落式危岩,撑-锚联合支护方式发挥了较大的优势(图1)。



图1 支撑墙-锚固联合支护治理措施

Fig. 1 Combining anchor-wall for unstable rocks

2 数值模拟方法

本文以万州首立山危岩W32为研究对象,开展撑-锚联合支护分配比研究,W32危岩为滑塌式危岩,同时危岩底部含有岩腔,利于撑-锚联合支护措施的布置。在现阶段研究中,FLAC3D(Fast Lagrangian Analysis of Continua-Three Dimension, Itasca)程序常用于危岩稳定性的分析,其中自带的桩单元、锚杆单元等对于分析危岩支护情况提供了便利。

已有学者对首立山危岩的地质情况进行了研究^[6-7]。危岩W32为砂岩体,平均高度15.5 m,平均宽度15.3 m,下覆泥岩岩腔,泥岩厚3.2 m,岩腔深2.0 m,危岩后缘为卸荷裂隙,裂隙长10.5 m,角度81°。危岩计算分析采用Mohr-Coulomb本构模型,其中砂岩与泥岩均采用实体单元,砂-泥岩层理面与裂隙面采用接触面单元。通过对首立山危岩现场调查与室内土工参数试验,表1给出了数值模拟需要的岩体、层理面、裂隙面物理力学参数,并采用FLAC3D程序模拟结果判定首立山危岩W32稳定状态。撑-锚联合支护结构中,由于FLAC3D自带的桩单元无法在空单元内建立,因此,支撑柱采用实体单元,锚杆采用FLAC3D自带的锚杆单元,详细参数见表2,图2为建立的危岩撑-锚

支护模型网格。为了监控危岩变形情况,在危岩顶部与危岩底部设置 2 个监控点,分别编号为 1#与 2#(图 3)。

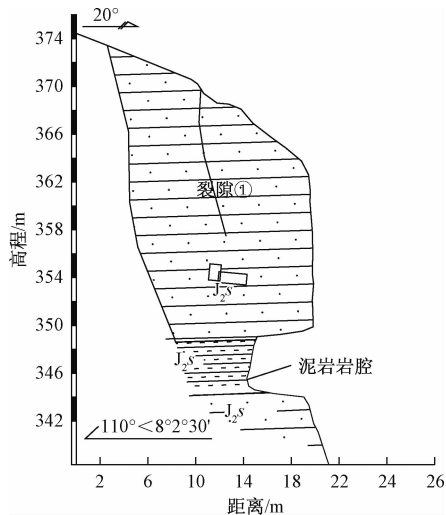


图 2 危岩 W32 地质剖面图

Fig.2 Geological profile for the unstable rock W32

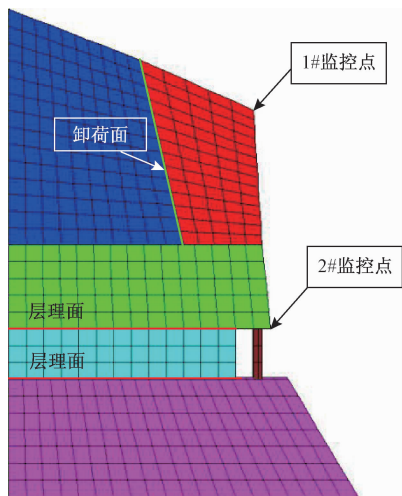


图 3 危岩 W32 撑 - 锚支护模型网格

Fig.3 Combining spore-anchor model mesh for the unstable rock W32

表 1 首立山 W32 岩体、层理面、卸荷面物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of rockmass, bedding plane, unloading fissure for the unstable rock W32								
参数	密度/ ($\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$)	剪切模量/ GPa	体积模量/ GPa	法向刚度系数/ ($\text{GPa}\cdot\text{m}^{-1}$)	切向刚度系数/ ($\text{GPa}\cdot\text{m}^{-1}$)	内摩擦 角/($^{\circ}$)	黏聚力/ MPa	抗拉强度/ MPa
砂岩	2 677	45.20	30.00	—	—	38.50	2.60	6.00
泥岩	2 500	32.00	18.00	—	—	10.00	0.02	0.00
层理面	—	3.25	6.82	50.00	2.50	8.00	0.01	0.23
卸荷面	—	3.00	5.34	60.00	3.40	7.50	0.01	0.25

表 2 支撑柱、锚杆模拟参数

Table 2 Simulation parameters of spore and anchor								
参数	密度/ ($\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$)	剪切模量/ GPa	弹性模量/ GPa	截面积/ m^2	水泥浆刚度/ ($\text{GPa}\cdot\text{m}^{-1}$)	水泥浆内 摩擦角/($^{\circ}$)	水泥浆黏 结力/MPa	抗拉强度/ MPa
支撑柱	2 677	20.00	33.50	—	—	—	—	1.50
锚杆	—	—	200.00	3.24×10^{-2}	0.07×10^{-2}	45.00	0.10	10.00

3 结果与讨论

3.1 危岩 W32 稳定性分析

危岩稳定性分析的判定指标通常为位移变化率与稳定系数。图 4 为采用 FLAC3D 模拟计算 2 000 步得出的位移云图,从图 4 中可以发现,位移云图在卸荷面处形成显著的分界面(浅绿色),以此逐渐发展为滑移面,滑移面通过泥岩夹层,具有剪断泥岩夹层发生破坏的趋势。同时,由于泥岩岩腔的存在,导致岩腔上覆危岩出现明显的大位移云图(深黄色),也具有发展成滑移面的趋势。因此,卸荷裂隙面与凹岩腔对危岩 W32 稳定性起到至关重要的作用。从图 5 监控点位移曲线也可以发现,危岩处于非稳定状态,如 1#监控点与 2#监控点位移随计算步数不断增大,且增加速率依次加

快。同时,2#监控点位移显然大于 1#监控点位移,其中 1#监控点最大位移为 17.14 cm,2#监控点最大位移为 25.48 cm,这是因为 2#监控点底部为岩腔,处于临空状态,而 1#监控点位移危岩顶部,受后缘岩体变形的限制。

采用 FLAC3D 程序的强度折减法计算得出,危岩 W32 稳定系数为 0.93。因此,综合危岩位移云图、监控点位移曲线以及稳定系数的结果,可以认为,危岩 W32 是处于非稳定状态的,需要采取合适的防治工程以降低危岩灾害的风险。针对危岩 W32 具有岩腔的特点,采用撑 - 锚联合支护的方式对危岩进行防治。为了获得危岩防治工程的量化指标,采用静力平衡的危岩稳定性计算方法获得了危岩的剩余下滑力为 500 kN/m,以此可设计危岩的防治工程结构。

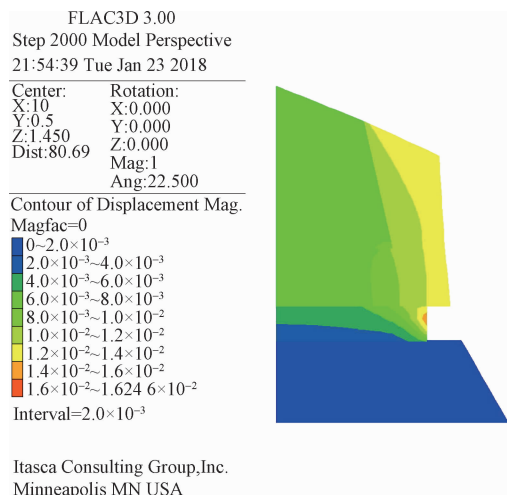


图 4 危岩 W32 模拟位移云图

Fig. 4 Nephogram showing simulation displacement for the unstable rock W32

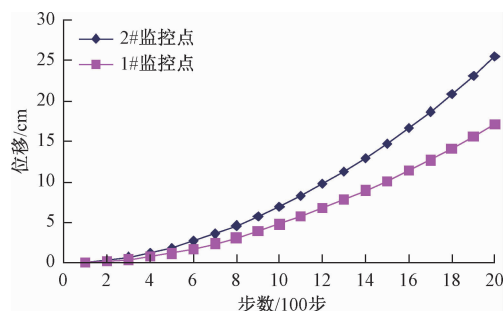


图 5 监控点位移随步数变化曲线

Fig. 5 Displacement curves of the monitoring points with steps

3.2 支撑柱、锚固单独支护分析

3.2.1 支撑柱支护分析

根据上述极限平衡危岩稳定性计算方法获得的结果,危岩 W32 剩余下滑力是 500 kN/m,采用此指标对危岩支撑柱进行抗弯、抗压设计,支撑柱长 3.5 m,其中 0.3 m 嵌入基岩内,截面面积为 0.3 m × 0.4 m。为了获得不同支护力下的危岩响应,本文选取 100 ~ 600 kN 的支护力,通过钢筋混凝土计算原理反算支撑柱截面面积,然后进行模拟计算。支撑柱支护危岩结果主要以监控点位移进行模拟分析。

通过支撑柱支护的危岩 W32 监控点 1#与监控点 2#位移模拟结果(图 6)可以发现,在未支护前,危岩位移随计算步数加速增加,显示出非稳定变化趋势,监控点 1#最大位移为 17.14 cm,监控点 2#最大位移为 25.48 cm,而施加了支撑措施后,监控点位移显著降低,随着支护力的增加位移不断减小,且位移增长速率不断降低,如 1#监控点,100 kN 支护力下 2 000 步最

大位移为 7.92 cm,比未支护条件下降低 68.9%,500 kN 支护力下 2 000 步最大位移为 3.27 cm,比未支护条件下降低 87.2%。由此表明,500 kN 支护力可以较好地支撑危岩稳定性,与静力平衡计算得到的结果相吻合。同时,监控点 2#也可以得到相同的结论。

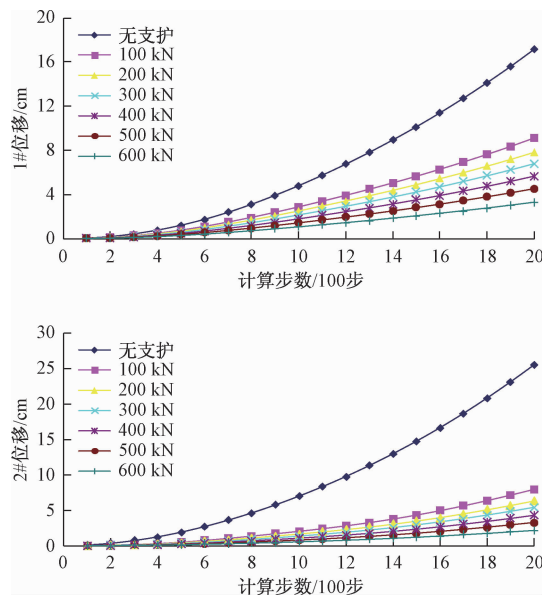


图 6 支撑柱支护下 1#和 2#监控点位移模拟结果

Fig. 6 Simulation displacement of monitoring point 1# and 2# under the supporting of spore

但从 2 个监控点位移模拟结果可以发现,虽然 500 kN 支撑柱支护力可以有效降低危岩近 90% 的位移量,但位移变化曲线是加速增大的,出现此现象的原因是支撑柱的压屈效应。大量研究成果显示^[14-15],随着柱体结构长细比的增加,支撑柱压屈稳定性降低,其位移也得不到控制,因此,支撑柱位移曲线加速增大。由此表明,在危岩长期荷载作用下,支撑柱将失去其控制位移的优势,仅是变化速率有所降低。

3.2.2 锚杆支护分析

同样,采用 500 kN/m 危岩剩余下滑力为指标,对危岩锚固支护进行设计,设计结果为,锚杆直径为 110 mm,长度为 12 m,共 4 排,间距为 4 m,每根锚杆所受锚固力为 125 kN/m,锚固参数见表 2。为了获得锚固不同支护力下的危岩响应,本文选取 100 ~ 500 kN 的支护力,在固定锚固直径、强度等参数条件下对照不同支护力反算锚固长度,然后进行模拟计算。锚固支护危岩效果主要以监控点位移进行模拟分析(图 7)。

对比图 7 可以发现,在无支护条件下,1#监控点与 2#监控点位移均随计算步数加速增大,而采用锚杆加

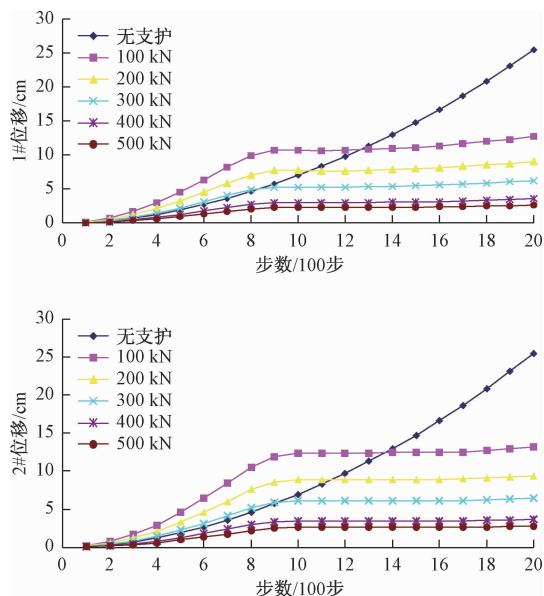


图7 锚固支护下1#和2#监控点位移模拟结果

Fig.7 Simulation displacement of monitoring point 1# and 2# under the supporting of anchor

固后,对于支护力100~300 kN,计算步数900步之前,1#监控点与2#监控点位移均大于未支护条件下的位移,位移曲线随计算步数近似为线性增长,而计算步数900步之后,2个监控点位移均趋于一稳定值,基本不再增加;对于支护力400~500 kN,计算步数900步之前,1#监控点与2#监控点位移均小于未支护条件下的位移,位移曲线随计算步数近似为线性增长,增长幅度较小,而计算步数900步之后,同样,2个监控点位移均趋于一稳定值,基本不再增加。同时,施加了锚固支护措施后,监控点位移整体表现为随计算步数先增加后趋于稳定的特点,但最大位移均得到了控制。如监控点1#位移,100 kN支护力时,2 000步最大位移为13.13 cm,比未支护条件下的最大位移降低23.4%;支护力400 kN时,2 000步最大位移为3.66 cm,比未支护条件下的最大位移降低78.6%;在支护力500 kN时最大位移更是降低了84.0%,表明具有较好的支护效果。

从2个监控点位移模拟结果还可以发现,虽然500 kN支撑柱支护力可以有效降低危岩近84%的位移量,但没有支撑柱支护条件下的降低位移大,但位移变化曲线在后期是趋于稳定的。在锚固支护下,锚杆主要施加拉荷载提供支护力,危岩的位移主要有锚杆的弹性位移以及钢筋与混凝土或混凝土与岩体之间的黏结滑移位移组成,锚杆的弹性位移是无法控制的,而钢筋与混凝土或混凝土与岩体之间的黏结滑移位移随

着荷载危岩荷载的增大不断增加。随着危岩荷载达到锚杆的支护力,在承载力一定的条件下,钢筋与混凝土或混凝土与岩体之间的黏结滑移位移不再改变,否则锚杆将产生破坏。因此,锚杆支护条件下的危岩位移曲线后期是趋于稳定的。由此表明,在危岩长期荷载作用下,锚固可发挥其控制位移的优势。

3.3 支撑柱-锚固联合支护分配比分析

由上述分析得出,500 kN的支撑柱支护力与锚固力均达到了较好的支护效果,有效控制了危岩位移,但从位移模拟结果也可以发现,支撑柱可控制更大的危岩位移,但由于支撑柱的屈曲作用,在长期荷载作用下危岩位移有进一步加大的趋势。锚固支护控制的位移偏小,但在长期荷载作用下危岩位移可得到稳定控制,综合两种支护方式的优缺点,应采用支撑柱-锚固联合支护的方式治理危岩。同样,采用500 kN的危岩剩余下滑力,设定支撑柱支护力与锚固支护力的配合比为2:8,3:7,4:6,5:5,6:4,7:3,8:2共7种条件,通过支护力的设定,反算支撑柱截面面积与锚杆长度,然后进行模拟计算,以监控点位移模拟结果(图8)为指标进行撑-锚联合支护分配比分析。由图8可知,撑-锚联合支护条件下1#监控点位移与2#监控点位移均随计算步数呈现出非线性增加的趋势,位移监控曲线均出现明显的波动情况,如监控点1#位移,在计算步数500~1 300期间,位移曲线出现2个微型波峰与1个微型波谷,监控点2#位移同样在500步左右出现一个微型波峰。这是由于支撑柱、锚固、危岩3个结构体协调作用引起的。从监控点最大位移可以发现,联合支护条件下监控点位移显著降低,1#监控点位移在不同分配比下降低程度为95.2%~97.6%,2#监控点位移在不同分配比下降低程度为97.0%~97.5%,均超过95%。由此表明,撑-锚联合支护集成了支撑支护控制位移以及锚固控制长期变形的优势,可大大降低危岩位移,控制危岩进一步变形。

图9显示,不同撑-锚分配比条件下,危岩最大位移呈现不同的变化规律,对于监控点1#最大位移,撑-锚分配比效果为6:4>8:2>3:7>7:3>5:5>4:6>2:8,对于监控点2#最大位移,撑-锚分配比效果为6:4>3:7>8:2>7:3>5:5>4:6>2:8。由此可见,撑-锚联合支护的最佳分配比为6:4,其次为8:2或3:7。

4 结论

(1)万州首立山危岩W32的稳定系数、位移云图、

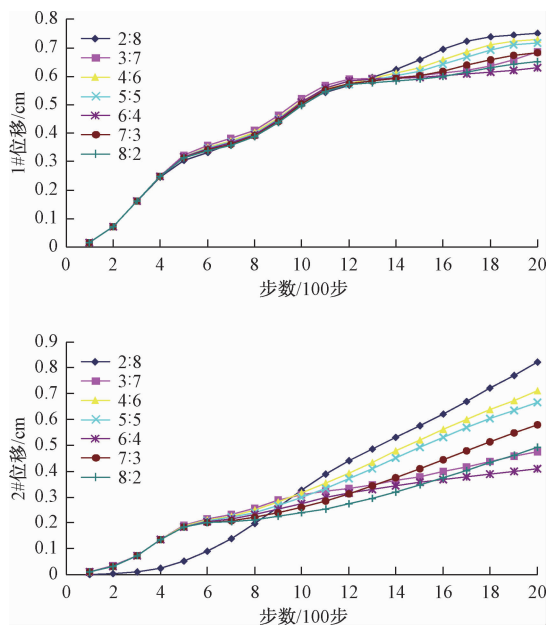


图8 撑-锚联合支护下1#和2#监控点位移模拟结果
Fig.8 Simulation displacement of monitoring point 1# and 2# under the supporting of spore-anchor

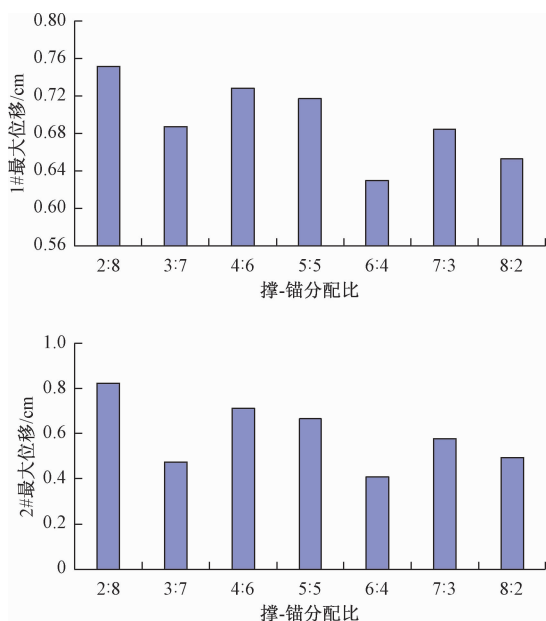


图9 不同分配比下1#和2#监控点最大位移模拟结果
Fig.9 Simulation of the maximum displacement of monitoring point 1# and 2# under different distribution ratios

监控点位移变化率均表明,危岩处于非稳定状态,并受后缘卸荷结构面与岩腔控制。采用静力平衡的危岩稳定性计算方法获得此危岩的剩余下滑力为 500 kN/m, 以此可设计危岩的支撑柱、锚固以及撑-锚联合防治工程结构。

(2)采用 500 kN 支撑柱支护下危岩最大位移比

未支护条件下降低 87.2%,可较好地支撑危岩稳定性,与静力平衡计算得到的结果相吻合,但位移变化曲线是加速增大的,表明在危岩长期荷载作用下,支撑柱将失去其控制位移的优势。

(3)采用 500 kN 锚固支护下危岩最大位移比未支护条件下的最大位移降低 84.0%,具有较好的支护效果,比支撑柱支护效果略差,但位移变化曲线在后期是趋于稳定的,表明在危岩长期荷载作用下,锚固可发挥其控制位移的优势。

(4)采用 500 kN 撑-锚联合支护下危岩最大位移均降低超过 95%,显示出比单独采用支撑柱或锚固较好的支护效果,同时获得了撑-锚联合支护的最佳分配比为 6:4 的结论。

参考文献:

- [1] CHEN Hongkai, TANG Hongmei, YE Siquiao. Damage model of control fissure in perilous rock[J]. Applied Mathematics and Mechanics, 2006, 27(3): 967-974.
- [2] 叶四桥, 陈洪凯, 唐红梅. 危岩落石防治技术体系及其特点[J]. 公路, 2010(7): 80-85. [YE S Q, CHEN H K, TANG H M. Rockfall mitigation techniques and its characteristics[J]. Highway, 2010(7): 80-85. (in Chinese)]
- [3] 杨丹, 胡卸文, 胡亚运. 硐室片状危岩体病害机理分析与评价方法[J]. 水文地质工程地质, 2018, 45(3): 138-145. [YANG D, HU X W, HU Y Y. Mechanism analyses and evaluation methods of schistose dangerous rock mass in cavern [J]. Hydrogeology & Engineering Geology, 2018, 45(3): 138-148. (in Chinese)]
- [4] 乐琪浪, 孙秀娟, 蔡玲玲, 等. 三峡库区望霞危岩体地质模式及变形破坏过程[J]. 水文地质工程地质, 2015, 42(6): 154-158. [LE Q L, SUN X J, CAI L L, et al. Geological model and deformation failure process of the Wangxia unstable rock mass in the Three Gorges Reservoir [J]. Hydrogeology & Engineering Geology, 2015, 42(6): 154-158. (in Chinese)]
- [5] 陈洪凯, 唐红梅, 胡明, 等. 危岩锚固计算方法研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(8): 1321-1327. [CHEN H K, TANG H M, HU M, et al. Research on anchorage calculation method for unstable rock[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(8): 1321-1327. (in Chinese)]

- [6] 陈洪凯, 鲜学福, 唐红梅, 等. 三峡库区危岩群发性机理与防治——以万州太白岩为例[J]. 重庆大学学报(自然科学版), 2008, 31(10): 1178 – 1184. [CHEN H K, XIAN X F, TANG H M, *et al.* A massive development mechanism and countermeasures for perilous rocks in the Three Gorges Reservoir area of P. R. China: The example of the Taibaiyan cliff at Wanzhou[F]. Journal of Chongqing University (Natural Science Edition), 2008, 31(10): 1178 – 1184. (in Chinese)]
- [7] 陈洪凯, 唐红梅, 刘光华, 等. 危岩支撑及支撑 – 锚固联合计算方法研究[J]. 岩土工程学报, 2004, 26(3): 383 – 388. [CHEN H K, TANG H M, LIU G H, *et al.* Researches on calculation method of support and support-anchorage union to unstable rock [J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2004, 26(3): 383 – 388. (in Chinese)]
- [8] 叶四桥, 唐红梅, 祝辉. 基于落石运动特性分析的拦石网设计理念[J]. 岩土工程学报, 2007, 29(4): 566 – 571. [YE S Q, TANG H M, ZHU H. Design conception of safe net system based on analysis of motion trace of rockfall [J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2007, 29(4): 566 – 571. (in Chinese)]
- [9] 史彦文. 锚索框架梁和抗滑桩联合支护在路基高边坡滑坡治理中的应用[J]. 公路, 2004(2): 89 – 91. [SHI Y W. Application of combining support of frame beams of prestressed anchor rope and anti-slide piles to treatment of landslide of high slope [J]. Highway, 2004(2): 89 – 91. (in Chinese)]
- [10] 付晓, 张建经, 周立荣. 多级框架锚索和抗滑桩联合作用下边坡抗震性能的振动台试验研究[J]. 岩土力学, 2017, 38(2): 462 – 470. [FU X, ZHANG J J, ZHOU L R. Shaking table test of seismic response of slope reinforced by combination of anti-slide piles and multi-frame foundation beam with anchor cable [J]. Rock and Soil Mechanics, 2017, 38(2): 462 – 470. (in Chinese)]
- [11] 孟庆山, 孔令伟, 陈能远, 等. 桩锚挡墙联合支护残积土边坡离心模型试验研究[J]. 岩土力学, 2010, 31(11): 3379 – 3384. [MENG Q S, KONG L W, CHEN N Y, *et al.* Centrifugal model test on slope supporting with pile-anchor combined retaining wall [J]. Rock and Soil Mechanics, 2010, 31(11): 3379 – 3384. (in Chinese)]
- [12] 陈长流, 叶帅华, 朱彦鹏. 预应力锚杆与土钉联合支护体系在兰州深基坑工程中的应用与监测分析[J]. 岩土工程学报, 2012, 34(增刊1): 484 – 489. [CHEN C L, YE S H, ZHU Y P. Application and monitoring analysis of combined supporting system by prestressed anchors and soil nails for a deep excavation in Lanzhou [J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2012, 34(Sup1): 484 – 489. (in Chinese)]
- [13] 俞海波, 王红雨, 王卫东, 等. 排桩与土钉墙联合支护基坑变形数值模拟[J]. 长江科学院院报, 2017, 34(3): 96 – 99. [YU H B, WANG H U, WANG W D, *et al.* Numerical simulation on deformation of excavation pit supported by row piles and soil nailing [J]. Journal of Yangtze River Scientific Research Institute, 2017, 34(3): 96 – 99. (in Chinese)]
- [14] 蒋凤昌, 朱慈勉, 薛剑胜, 等. 锈蚀钢筋压屈名义本构关系的试验研究及应用[J]. 东南大学学报(自然科学版), 2010, 40(4): 816 – 821. [JIANG F C, ZHU C M, XUE J S, *et al.* Experiments and application of buckling nominal constitutive relations of corroded reinforcements [J]. Journal of Southeast University(Natural Science Edition), 2010, 40(4): 816 – 821. (in Chinese)]
- [15] 陈武雄. FRP 加固锈蚀 RC 柱力学性能及其锈蚀钢筋屈曲特性的试验研究[D]. 深圳: 深圳大学, 2015. [CHEN X W. Experimental study on mechanical properties and buckling characteristics of corroded RC columns reinforced by FRP [D]. Shenzhen: Shenzhen University, 2015. (in Chinese)]

编辑: 张明霞