

# 寒区危岩主控裂隙扩展演化机制研究\*

蒲春林<sup>1</sup>, 邓丽华<sup>2</sup>, 王 凯<sup>1,3</sup>, 杨佳桦<sup>1</sup>, 李 帅<sup>1</sup>

(1. 重庆交通大学 河海学院, 重庆 400074; 2. 重庆市地勘局川东南地质大队, 重庆 400038;  
3. 重庆市高新岩土工程勘察设计院, 重庆 401121)

**摘要:**危岩的失稳往往主控于主控裂隙扩展。为清楚了解危岩稳定性变化情况,主要针对寒区危岩主控裂隙扩展演化机制进行研究。基于能量密度因子理论,建立危岩受冻胀荷载和自重荷载共同作用下的复合型裂隙开裂判据,运用 Griffith 准则,推导了在单次冻胀应力和危岩自重应力下裂隙扩展长度关系式,以新疆天山倾倒式危岩为例,探讨了该危岩主控裂隙扩展演化规律。结果表明,危岩主控裂隙扩展演化是从平稳增长向指数增长演化扩展。在计算的4个阶段中,前3个阶段裂隙平稳扩展,裂隙扩展长度增速相对恒定且扩展长度均值约每次2.0 mm,最后一个阶段裂隙扩展呈指数趋势增长且扩展长度超过每次4.0 mm,危岩失稳的风险极速增大。以此为深入研究寒区危岩稳定性评价、裂隙扩展趋势预测以及危岩防治提供一定的理论依据。

**关键词:**危岩;Griffith 准则;裂隙扩展;冻胀作用

**中图分类号:**P642.21

**文献标志码:**A

**文章编号:**1672-6693(2016)05-0158-07

对于寒区而言,冻融效应是普遍存在的自然现象,岩体中赋存的裂隙水在气温交替变化下冻结、融化,冻结产生的冻胀应力引起岩石裂隙尖端应力集中,从而裂隙产生扩展,而危岩失稳正是源于主控裂隙扩展。天然状态下危岩主控裂隙扩展演化往往受冻融荷载和自重荷载等组合控制,其中冻胀应力和弯曲力(危岩重力)以不同的力学机制促使危岩主控裂隙的萌生和扩展。裂隙扩展对危岩稳定性起决定性影响,研究危岩在冻胀和弯曲力作用下主控裂隙扩展演化机制可以深刻揭示寒区危岩的稳定性。

刘泉声等<sup>[1-5]</sup>对裂隙岩体的冻融损伤机制、冻胀力及冻胀扩展相关影响因素进行了系统研究,包括相变过程、多场耦合、冻融损伤模型以及数值分析方面,揭示了岩块冻融弱化机理。李新平等<sup>[6-7]</sup>通过预制裂隙的方法进行了裂隙岩体冻融循环力学试验研究,对裂隙的扩展、贯通机制进行了讨论分析,建立了裂隙岩体冻融受荷损伤模型,但该模型是基于统计分布条件下试验数据拟合得到的。张慧梅等<sup>[8]</sup>考虑冻融与荷载的耦合作用,建立冻融受荷岩石损伤模型,探讨了损伤参量对损伤扩展特性的影响,并通过试验验证其模型。危岩主控裂隙扩展演化研究总体偏少,Panigrahi 等<sup>[9]</sup>基于岩石断裂力学理论建立提高危岩稳定性优化补救措施,陈洪凯等<sup>[10-11]</sup>对运用脆性断裂力学理论,构建了主控结构面尖端损伤模型,探索在荷载作用下危岩主控结构面尖端的断裂扩展行为,并据此建立危岩稳定性计算方法。

本文分别得到作用于危岩上每个荷载对应的应力强度因子,运用 Griffith 准则,推导出考虑冻胀力和弯曲力共同作用下危岩主控裂隙扩展长度的表达式。以新疆天山倾倒式危岩为例,探讨冻融次数对危岩主控裂隙扩展情况,据此分析危岩主控裂隙扩展演化规律。

## 1 危岩主控裂隙开裂判据

确定危岩主控裂隙稳定条件,在于平衡的边界裂隙是否稳定,即找到边界裂隙发生扩展的临界状态。随着作用于裂隙内壁冻胀应力的产生,应力强度因子必然增加,当应力强度因子达到一定值时,危岩体主控裂隙扩展。危岩裂隙为 I-II 复合型裂隙,涉及到裂隙扩展方向和裂隙扩展条件问题。基于能量密度因子理论,裂隙沿着应变能密度因子最小的方向扩展,裂隙的扩展条件是由于最小应变能密度因子  $S_{\min}$  达到材料相应的临界值  $S_c$

\* 收稿日期:2015-12-02 修回日期:2016-06-12 网络出版时间:2016-07-13 14:05

作者简介:蒲春林,男,研究方向为危岩断裂失稳,E-mail:724029985@qq.com;通信作者:王凯,高级工程师,E-mail:48716920@qq.com

网络出版地址:http://www.cnki.net/kcms/detail/50.1165.N.20160713.1405.044.html

时发生的,在平面应变条件下,对于 I、II 复合型裂隙应变能密度场表达式如下:

$$S = a_{11}K_I^2 + 2a_{12}K_I K_{II} + a_{22}K_{II}^2 \quad (1)$$

式中  $a_{11} = \frac{1}{16\pi G}(1 + \cos \theta)(3 - 4u - \cos \theta)$ ,  $a_{12} = \frac{1}{16\pi G}\sin \theta [2\cos \theta - (2 - 4u)]$ ,  $a_{22} = \frac{1}{16\pi G}[(4 - 4u)(1 - \cos \theta) + (1 + \cos \theta)(3\cos \theta - 1)]$ , 其中  $G$  为剪切模量(单位:GPa),  $u$  为泊松比,  $\theta$  为裂隙开裂角。

危岩主控裂隙扩展方向角  $\theta_c$  满足的条件为:

$$\left[ \frac{\partial S}{\partial \theta} \right]_{\theta=\theta_c} = 0, \left[ \frac{\partial^2 S}{\partial \theta^2} \right]_{\theta=\theta_c} > 0 \quad (2)$$

危岩主控裂隙扩展的临界条件为:

$$S_{\min} = (S)_{\theta=\theta_c} = S_{cr} \quad (3)$$

式中  $S_{cr}$  为纯 I 型情况下能量密度因子的临界值。因纯 I 型裂隙扩展是沿裂隙面方向扩展,即  $\theta_c = 0$ , 由(1)式得到:

$$S_{cr} = \frac{1 - 2u}{4\pi G} K_{IC}^2 \quad (4)$$

(4)式中  $K_{IC}$  为危岩断裂韧度值。

由(3)式和(4)式,危岩主控裂隙开裂判据用应力强度因子表示为:

$$[a_{11}K_I^2 + 2a_{12}K_I K_{II} + a_{22}K_{II}^2]_{\theta=\theta_c} = \frac{1 - 2u}{4\pi G} K_{IC}^2 \quad (5)$$

## 2 危岩主控裂隙扩展长度

寒区危岩所受荷载主要考虑冻胀荷载和弯曲力荷载,而危岩常见由砂岩、灰岩等脆硬质岩石组成,危岩主控裂隙为直通边界裂隙,则将研究对象归为线弹性断裂力学领域。现求解组合荷载作用下的平面单边裂隙问题的裂隙扩展力学响应,危岩平面示意图如图 1 所示。

基本假设:

- 1) 危岩及其母岩为均质、各向同性的连续线弹性体;
- 2) 主控裂隙为平面状态下的扁平状楔形裂隙;
- 3) 裂隙始终处于饱和状态。

危岩简化模型概况:高为  $H$ , 顶宽  $L_1$ , 底宽  $L_2$  的有限几何体边界上存在一个长度为  $a$ , 开口度为  $b$  的扁平状楔形裂隙,危岩简化模型如图 2 所示。实际中危岩主控裂隙扩展并非是沿裂隙尖端笔直扩展,而是因裂隙尖端受到剪应力作用使得裂隙扩展方向发生偏转,由此可判定危岩主控裂隙为 I-II 复合型断裂模式。

根据线性弹性力学原理,裂隙尖端应力分量渐进展开式首项与荷载呈线性齐次关系,因此应力强度因子与荷载呈线性齐次关系,即各荷载对应的应力强度因子具有叠加性,于是危岩主控裂隙尖端应力强度因子可由危岩弯曲力、作用于裂隙面的冻胀应力叠加得到,其中弯曲力按作用效果可分解为纯弯曲和等剪切力。危岩模型受力状态如图 3 所示,则应力强度因子分别为:

$$K_I = K_I^{(1)} + K_I^{(2)}, K_{II} = K_{II}^{(1)} \quad (6)$$

(6)式中  $K_I^{(1)}$  为作用于裂隙面上的冻胀应力对应的应力强度因子;  $K_I^{(2)}$  为纯弯曲对应的应力强度因子;  $K_{II}^{(1)}$  为等剪切力对应的应力强度因子。

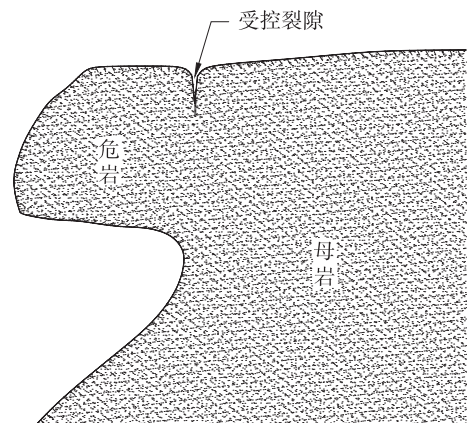


图 1 危岩平面示意图

Fig. 1 Schematic plan of the dangerous rock

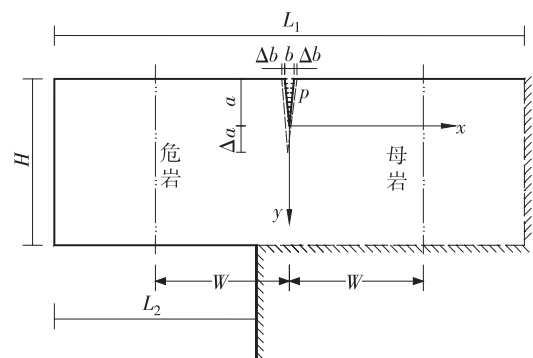


图 2 危岩简化模型

Fig. 2 Simplified Model of the dangerous rock

根据文献[12]所讨论的半平面上边界裂隙 I 型问题,其载荷为裂隙面上的等效均布压应力  $p$ ,从而得到本文作用于裂隙面上冻胀应力对应的应力强度因子近似表达式为:

$$K_I^{(1)} = 1.1215 p \sqrt{\pi a} \quad (7)$$

对于弯曲力(危岩自重)作用下的应力强度因子包含两个部分,纯弯曲作用下 I 型裂隙应力强度因子和等剪切力作用下 II 型裂隙应力强度因子<sup>[13]</sup>。

1) 纯弯曲作用:

$$K_I^{(2)} = \frac{M}{W^{\frac{3}{2}}} F_1 \left( \frac{a}{W} \right) \quad (8)$$

式中  $M = mgW$ ;  $F_1 \left( \frac{a}{W} \right) = 6 \left( \frac{a}{W} \right)^{\frac{1}{2}} \left[ 1.99 - 2.47 \left( \frac{a}{W} \right) + 12.97 \left( \frac{a}{W} \right)^2 - 23.17 \left( \frac{a}{W} \right)^3 + 24.80 \left( \frac{a}{W} \right)^4 \right]$ ,  $\frac{a}{W} \leq 0.5$ ;

$F_1 \left( \frac{a}{W} \right) = 3.976 \left( 1 - \frac{a}{W} \right)^{-\frac{3}{2}}$ ,  $\frac{a}{W} \geq 0.5$ 。

2) 等剪切力作用:

$$K_{II}^{(1)} = \frac{Q}{W^{\frac{1}{2}}} F_2 \left( \frac{a}{W} \right) \quad (9)$$

式中  $Q = mg$ ,  $F_2 \left( \frac{a}{W} \right) = \left[ 1.442 - 5.08 \left( \frac{a}{W} - 0.507 \right)^2 \right] \cdot \sec \left( \frac{\pi a}{2W} \right) \sqrt{\sin \left( \frac{\pi a}{2W} \right)}$ 。

早期 Griffith 从能量的角度研究裂隙扩展的条件,建立了 Griffith 能量准则,即物体内部储存的弹性应变能的降低(或释放)是裂隙扩展的动力,该准则适用所有脆性断裂<sup>[14]</sup>。根据 Griffith 准则,考察裂隙开裂过程中能量平衡情况,与裂隙形成相关的能量含机械能和表面能两部分:

$$U = U_M + U_S \quad (10)$$

其中机械能包含两个组元:

$$U_M = U_E + U_A \quad (11)$$

其中  $U_E$  为储存在弹性介质中的应变能,  $U_A$  则为外部加载系统所提供的势能,  $U_S$  表示形成新的裂隙面所消耗的自由能。

危岩简化模型系统中,主控裂隙在主控裂隙扩展过程中由危岩重力荷载和冻胀应力释放出的弹性能提供形成新表面所需的表面能。

基于线性弹性理论,在恒定荷载作用下裂隙形成过程中有

$$U_A = -2U_E \quad (12)$$

由(11),(12)式得  $U_M = \frac{1}{2}U_A$  (13)

而  $U_A$  可由导致承载点处发生位移所做功的负值表示,则所做功为冻胀应力沿裂隙面法线方向做功,弯曲力(危岩自重)沿  $y$  方向发生位移所做的功:

$$U_A = -[2p\Delta b + mg u_y(x_0, y_0)] \quad (14)$$

其中  $u_y(x_0, y_0)$  为危岩重心在  $y$  方向的位移分量。

对于新的裂隙面所消耗的自由能可表示为:

$$U_S = 2G\Delta a \quad (15)$$

其中  $G$  为应变能释放率。

危岩裂隙扩展 Griffith 准则:裂隙扩展增量  $\Delta a$  相应的机械能增量与相应的表面能增量相等,由(10)、(13)、(14)、(15)式可得:

$$\frac{1}{2}[2p\Delta b + mg u_y(x_0, y_0)] = 2G\Delta a \quad (16)$$

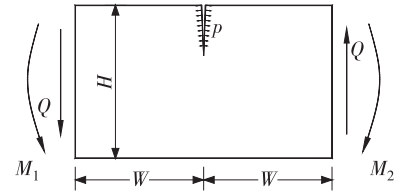


图 3 危岩模型受力状态

Fig. 3 Forced state of the dangerous rock model

裂隙能量释放率  $G$  与应力强度因子  $K_I$ 、 $K_{II}$  存在对应关系,对于平面应变问题,有关系式:

$$G = \frac{1-u^2}{E} (K_I^2 + K_{II}^2) \quad (17)$$

由(6),(7),(8),(9),(17)式得模型系统能量释放率为:

$$G = \frac{1-u^2}{E} \left\{ \left[ 1.1215p\sqrt{\pi a} + \frac{mg}{W^{\frac{1}{2}}} F_1\left(\frac{a}{W}\right) \right]^2 + \left[ \frac{mg}{W^{\frac{1}{2}}} F_2\left(\frac{a}{W}\right) \right]^2 \right\} \quad (18)$$

式中  $mg$  为危岩重量,  $E$  为剪切模量(单位:GPa),  $W$  为重力作用点到裂隙的距离,  $a$  为裂隙的长度(单位:mm)。

实际情况下,自然界的水赋存于主控裂隙中,在寒区的温度降低至水冰点(凝固点)时,主控裂隙水冻结,且体积发生膨胀。假定冻胀应力各向等压,垂直作用于主控裂隙面上,裂隙面将对冰体施加一大小为  $p$  的反作用力,冰体产生弹性应变,根据弹性理论,在平面应变条件下,法向应变大小为:

$$\epsilon = \frac{1-u^2}{E} p \quad (19)$$

式中  $u$  为泊松比,  $E$  为弹性模量。

设冰体单宽膨胀体积为  $\Delta S$ ,未冻胀前水的总体积为  $S$ ,则冰的单位宽度上体积的实际增加量为:

$$\Delta S' = \Delta S - S\epsilon \quad (20)$$

水冻结成的冰与主控裂隙存在几何变形协调关系,基于此可得出裂隙水在发生相变前后体积增量的关系表达式为:

$$\frac{1}{2} ab + \Delta S' = \frac{1}{2} (a + \Delta a)(b + \Delta b) \quad (21)$$

式中  $\Delta a$  为裂隙扩展长度(单位:m),  $\Delta b$  为裂隙法向位移增量(单位:m)。

由(16),(19),(20),(21)式得平面应变条件单次冻胀下危岩主控裂隙扩展长度表达式为:

$$\Delta a = \frac{-(kp + 2Ga) + \sqrt{(kp + 2Ga)^2 - 8Gl p}}{4G} \quad (22)$$

式中  $k = b - \frac{mg u_y(x_0, y_0)}{2p}$ ,  $l = ak - ab - 2\Delta S + \frac{2Sp(1-u^2)}{E}$ ,其中  $k, l$  不具物理意义,仅为上述表达式形式简化而赋的中间参量。

(18)、(22)式建立影响危岩裂隙扩展因素的控制变量方程,因实际危岩情况复杂性、模型简化、理论等限制,求解得到的裂隙扩展长度结果与实际值难以吻合;但可依据此研究方程中各参量与裂隙扩展之间的关系以及裂隙扩展规律,从而使人们实质性地对危岩稳定性变化有更深入的认识。因此所推导的主控裂隙扩展方程具有一定的指导作用和实际价值。

### 3 危岩主控裂隙扩展算例分析

以新疆天山某倾倒地危岩为例,该危岩地处高寒高海拔地区,海拔高度在 2 500 m 左右,年平均气温 8.8 °C,最高气温 34.5 °C,最低气温 -26.4 °C,年降雨量 400~600 mm,年平均降雨量 377.6 mm。危岩平面图如图 4 所示,危岩高度 6.0 m,危岩长度 4.5 m,岩腔深度 3.8 m。

危岩岩性为石英砂岩,具体岩体物理力学参数如下:饱和重度  $\gamma = 31 \text{ kN} \cdot \text{m}^{-3}$ ,弹性模量  $E = 9\,500 \text{ MPa}$ ,泊松比  $u = 0.16$ ,砂岩断裂韧度  $K_{IC} = 0.298 \text{ MPa} \cdot \text{m}^{\frac{1}{2}}$ [15],主控结构面发育单一,呈直立状,  $a = 50 \text{ cm}$ ,冻结应力  $p = 5 \text{ MPa}$ [16]。

依据(5),(18),(22)式及所给定的参数情况,运用 Excel 计算出 200 次冻融作用下危岩主控裂隙扩展长度和裂隙长度值,并绘制出裂隙长度(单位:mm)与冻融次数的关系曲线、裂隙扩展长度(单位:mm)与冻融次数的关系曲线,如图 5 和图 6 所示。

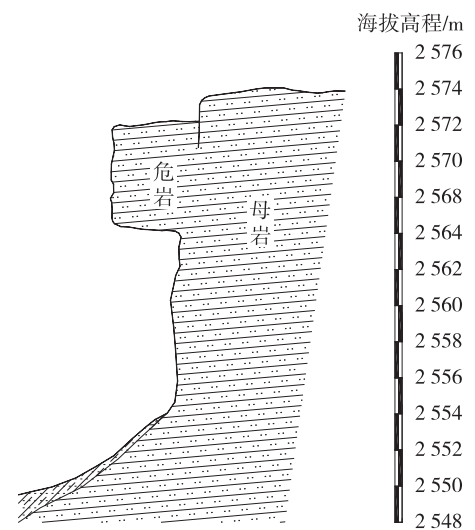


图 4 危岩平面图  
Fig. 4 Schematic plan of the dangerous rock

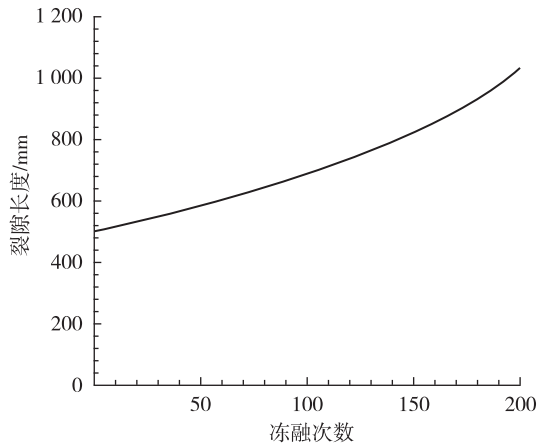


图 5 裂隙长度与冻融次数的关系

Fig. 5 Relation between the fracture length and times of freezing-thawing

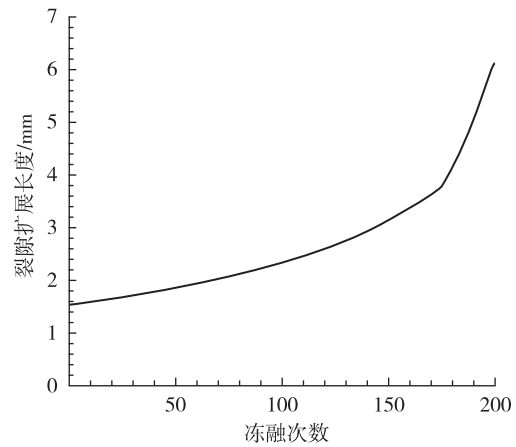


图 6 裂隙扩展长度与冻融次数的关系

Fig. 6 Relation between length of fracture propagation and times of freezing-thawing

现将冻融 200 次划分 4 个阶段(每个阶段为 50 次冻融),对图 6 中每个阶段分别进行拟合,得到裂隙扩展长度与冻融次数的分段拟合关系,如图 7。

由图 5 可以看出,在初始裂隙长  $a = 500$  mm 下进行 200 次冻融计算。随着冻融次数增加,裂隙长度逐渐增加,但两者不是线性关联的,速率从增长缓慢至加速增长,存在明显的突变点,反映主控裂隙从平稳扩展向不平稳扩展演化,危岩失稳的概率加大。由图 6 和图 7 可以看出,随着冻融次数增加,裂隙扩展长度逐渐增加,4 个阶段裂纹扩展速率增加,其中前 3 个阶段线性增长,最后一个阶段指数增长,则将前 3 个阶段判定为平稳扩展阶段,最后一个阶段直至往后判定为非平稳扩展阶段。平稳扩展阶段的裂隙扩展长度在每次 2.0 mm 左右,非平稳扩展阶段的裂隙扩展长度超过每次 4.0 mm。平稳扩展阶段表明裂隙在冻胀力和弯曲力共同作用下做出可适应的力学响应,使裂隙扩展到一定程度达到新平衡状态,非平稳扩展阶段表明裂隙扩展趋于失控状态发展,若裂隙进一步扩展,危岩可能脱离母岩发生坠落。

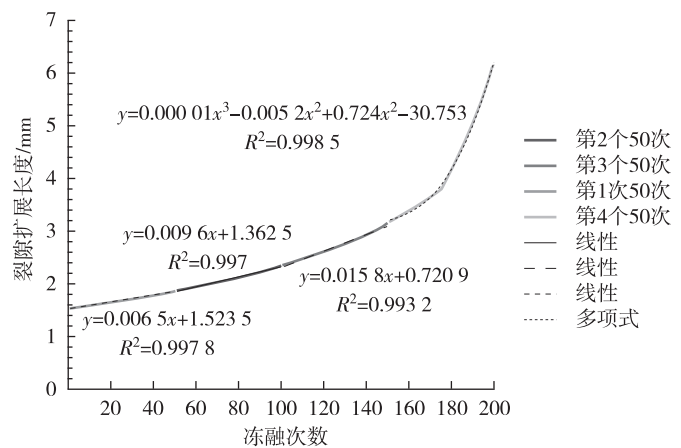


图 7 裂隙扩展长度与冻融次数的分段拟合关系

Fig. 7 Sectional fitting relation between length of fracture propagation and times of freezing-thawing

危岩主控裂隙扩展从平稳阶段至非平稳阶段,原因在于随着主控裂隙长度和宽度增加,一方面,冰劈效应增强,另一方面,裂隙尖端应力强度因子增加。基于此,用减弱或者阻止主控裂隙扩展的方式来治理危岩,则可以采取削弱冰劈作用和减少应力强度因子。故可以选择的防治手段:其一,通过降低裂隙水的冰点或者封闭裂隙,如在水泥砂浆中添加盐封闭开口裂隙;其二,锚杆贯穿危岩裂隙面锚固于母岩体上或者在稍偏离危岩重心靠边坡外侧支撑危岩体。

此外,目前主控裂隙监测数据验证本文推导的裂隙扩展比较吻合,裂隙扩展长度相对误差最大 10.5%。故该理论计算数据可以对该倾倒式危岩主控裂隙扩展趋势进行预测,从而判定其所处的主控裂隙扩展状态,进而了解危岩的稳定情况。

### 4 结语

1) 运用线弹性断裂力学理论,推导了考虑单次冻胀和弯曲力共同作用下危岩主控裂隙扩展长度表达式,建立危岩主控裂隙扩展长度与各影响因素之间的关系,是主控裂隙扩展机理的理论基础。

2) 以新疆倾倒式危岩为例,危岩主控裂隙扩展演化是从平稳扩展向非平稳扩展的发展,其中前 3 个阶段裂

隙处于平稳扩展,裂隙扩展长度在每次 2.0 mm 左右,最后一个阶段裂隙扩展呈指数趋势增长且扩展长度超过每次 4.0 mm,危岩失稳的风险在极速增加。岩石的最终失稳破坏表现为危岩主控裂隙扩展演化致使的突变,即落石灾害,其核心本质是危岩主控裂隙在荷载共同作用下的扩展演化。本研究可以对危岩裂隙扩展趋势进行预测,从而判定其所处的主控裂隙扩展状态,进而了解该危岩的稳定性变化情况。

3) 本研究根据危岩主控扩展演化提出旨在减弱或者阻止主控裂隙扩展的方式来治理危岩防治建议:其一,通过降低裂隙水的冰点或者封闭裂隙,如在水泥砂浆中添加盐封闭开口裂隙;其二,锚杆贯穿危岩裂隙面锚固于母岩体上或者在稍偏离危岩重心靠边坡外侧支撑危岩体。

#### 参考文献:

- [1] 刘泉声,黄诗冰,康永水,等. 低温冻结岩体单裂隙冻胀力与数值计算研究[J]. 岩土工程学报, 2015, 37(9): 1572-1580.  
Liu Q S, Huang S B, Kang Y S, et al. Numerical and theoretical studies on frost heaving pressure in a single fracture of frozen rock mass under low temperature [J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2015, 37(9): 1572-1580.
- [2] 刘泉声,康永水,刘小燕. 冻结岩体单裂隙应力场分析及热力耦合模拟[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(2): 217-223.  
Liu Q S, Kang Y S, Liu X Y. Analysis of stress field and coupled thermo-mechanical simulation of single-fracture frozen rock masses [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(2): 217-225.
- [3] 刘泉声,黄诗冰,康永水,等. 裂隙岩体冻融损伤研究进展与思考[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(3): 452-471.  
Liu Q S, Huang S B, Kang Y S, et al. Advance and review on damage of fractured rock mass under freeze-thaw [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(3): 452-471.
- [4] 刘泉声,刘学伟. 多场耦合作用下岩体裂隙扩展演化关键问题研究[J]. 岩土力学, 2014, 35(2): 305-320.  
Liu Q S, Liu X W. Research on critical problem for fracture network propagation and evolution with multi 2014, 35(2): 305-320.
- [5] 刘泉声,康永水,黄兴,等. 裂隙岩体冻融损伤关键问题及研究状况[J]. 岩土力学, 2012, 33(4): 971-978.  
Liu Q S, Kang Y S, Huang X, et al. Critical problems of freeze-thaw damage in fractured rock and their research status [J]. Rock and Soil Mechanics, 2012, 33(4): 971-978.
- [6] 李新平,路亚妮,王仰君. 冻融荷载耦合作用下单裂隙岩体损伤模型研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32(11): 2307-2315.  
Li X P, Lu Y N, Wang Y J. Research on damage model of single jointed rock masses under coupling action of freeze-thaw and loading [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(11): 2307-2315.
- [7] 路亚妮,李新平,吴兴宏. 三轴压缩条件下冻融单裂隙岩样裂缝贯通机制[J]. 岩土力学, 2014, 35(6): 1579-1584.  
Lu Y N, Li X P, Wu X H. Fracture coalescence mechanism of single flaw rock specimen due to freeze-thaw under tri-axial compression [J]. Rock and Soil Mechanics, 2014, 35(6): 1579-1584.
- [8] 张慧梅,杨更社. 冻融与荷载耦合作用下岩石损伤模型的研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(3): 471-476.  
Zhang H M, Yang G S. Research on damage model of rock under coupling action of freeze-thaw and load [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(3): 472-476.
- [9] Panigrahi R H. Rock fracture studies for hill rock slope [J]. Rock Mechanics and Its Applications in Civil, Mining, and Petroleum Engineering, 2014: 126-135.
- [10] 陈洪凯,唐红梅,叶四桥. 危岩主控结构面损伤模型研究[J]. 应用数学和力学, 2006, 27(7): 845-851.  
Chen H, Tang H M, Ye S Q. Research on damage model of control fissure in perilous rock [J]. Applied Mathematics and Mechanics, 2006, 27(7): 845-851.
- [11] 陈洪凯,鲜学福,唐红梅. 危岩稳定性断裂力学计算方法[J]. 重庆大学学报, 2009, 32(4): 434-437.  
Chen H K, Xian X F, Tang H M. Stability analysis method for perilous rock by fracture mechanics [J]. Journal of Chongqing University, 2009, 32(4): 434-437.
- [12] 张晓敏,万玲. 断裂力学[M]. 北京:清华大学出版社, 2012: 5-37.  
Zhang X M, Wan L. Fracture mechanics [M]. Beijing: Qinghua University Press, 2012: 5-37.
- [13] 潘灏. 单边裂纹梁横向力弯曲下的应力强度因子[J]. 金属学报, 1977, 13(4): 70-76.  
Pan H. The stress intensity factors of a single-edge cracked bar loaded by in-plane transverse forces [J]. Acta Metallurgica Sinica, 1977, 13(4): 70-76.
- [14] 龚江宏. 脆性固体断裂力学[M]. 北京:高等教育出版社, 2010.  
Gong J H. Fracture of brittle solids [M]. Beijing: Higher Education Press, 2010.

- [15] 邓华锋,朱敏,李建林. 砂岩 I 型断裂韧度及其与强度参数的相关性研究[J]. 岩土力学, 2012, 33(12): 3585-3591.  
Deng H F, Zhu M, Li J L. Study of fracture toughness mode-I and its correlation with strength parameters of sand stone[J]. Rock and Soil Mechanics, 2012, 33(12): 3586-3591.
- [16] Arosio D, Longoni L, Mazza F. Freeze-thaw cycle and rockfall monitoring [M]. Springer Berlin Heidelberg: Landslide Science and Practice, 2013: 385-390.
- [17] 中国航空研究院. 应力强度因子手册[M]. 北京: 科学出版社, 1981.  
China Research Institute of Aeronautics. Handbook of stress intensity factor[M]. Beijing: Science Press, 1981.

## The Evolutionary Mechanism of Control Fracture Propagation of Dangerous Rock in Cold Region

PU Chunlin<sup>1</sup>, DENG Lihua<sup>2</sup>, WANG Kai<sup>1,3</sup>, YANG Jiahua<sup>1</sup>, LI Shuai<sup>1</sup>

(1. College of Hehai, Chongqing Jiaotong University, Chongqing 400074;

2. Southeast Sichuan Geological Team of Chongqing Bureau of Geology and Minerals Exploration, Chongqing 400038;

3. Chongqing GaoXin Engineering Survey and Design Institute, Chongqing 401121, China)

**Abstract:** Instability of dangerous rock frequently depends on control fracture propagation, to distinctly understand change of stability to the dangerous rock; this article mainly studies the evolutionary mechanism of control fracture propagation of dangerous rocks in the cold region. Considering interaction of frost-heave load and gravity load, norm of cracking to the composite fracture was established on the basis of energy density factor, a length relation of fracture propagation under frost-heave stress and gravity stress was derived by means of Griffith criterion. Taking a toppling dangerous rock in the Xinjiang Tianshan area as an Example, it discussed the evolutionary laws of control fracture propagation. The results showed that the evolutionary of control fracture propagation is the development from stable extension to unstable extension. In the four stages of calculation, fracture propagation is in stable state for first three phases, in stable propagation of fracture, length of fracture propagation reaches each time about 2 mm, and its increasing speed keeps relative constant. Fracture propagation of the last stage is in unstable condition, its length is each time more than 4 mm, and rises in index, at the same time, and the risk of instability of dangerous rock is increasing. This paper provides theoretical basis for estimation of stability, trend prediction of its development and prevention of dangerous rock.

**Key words:** dangerous rock; Griffith law; control fracture propagation; frost heaving

(责任编辑 许 甲)