

DOI: 10.11779/CJGE20211541

露天矿含后缘裂隙岩质边坡岩体卸荷断裂机理与稳定性研究

王建明¹, 崔新男¹, 陈忠辉², 陈冲¹

(1. 鞍钢集团北京研究院有限公司, 北京 102209; 2. 中国矿业大学(北京)力学与建筑工程学院, 北京 100083)

摘要: 基于边坡实际结构特征, 利用断裂力学理论, 推导了卸荷作用下后缘裂隙尖端的应力强度因子和临界失稳高度计算公式, 考虑分支裂隙扩展长度, 构建了边坡岩体裂隙扩展贯通力学模型, 提出了边坡稳定性系数计算方法, 并通过工程实例来验证。结果表明: ①卸荷作用越强, 后缘裂隙尖端复合应力强度因子越大, 边坡的稳定性越差。②后缘裂隙倾角越大, 临界扩展高度越小, 起裂角越大, 裂隙越来越趋向于边坡坡面扩展; 平均高度越大, 临界扩展高度越小, 起裂角越大, 裂隙越来越偏离边坡坡面扩展; 裂隙长度对临界扩展高度和起裂角没有影响。③边坡安全系数随后缘裂隙倾角、平均高度和断裂韧度的增加而增大, 随裂隙长度、下部裂隙角度和卸荷拉应力的增加而减小。研究成果可为认识和治理卸荷诱发含后缘裂隙岩质边坡崩塌滑坡灾害提供一定理论参考。

关键词: 开挖卸荷; 后缘裂隙; 起裂角; 分支裂隙; 安全系数

中图分类号: TU452 文献标识码: A 文章编号: 1000-4548(2023)02-0345-09

作者简介: 王建明(1989—), 男, 博士, 主要从事露天矿边坡工程方面的研究。E-mail: wangjianming181@163.com。

Mechanism and stability of unloading fracture in rock slopes containing trailing edge cracks in open pit mines

WANG Jianming¹, CUI Xinnan¹, CHEN Zhonghui², CHEN Chong¹

(1. Ansteel Beijing Research Institute CO., LTD., Beijing 100029, China; 3. School of Mechanics & Civil Engineering, China University of Mining and Technology, Beijing 100083, China)

Abstract: Based on the real structural characteristics of slopes and using the theory of fracture mechanics, the formulas for calculating the stress intensity factor and the critical instability height of trailing edge crack tip under unloading are deduced. Considering the extension length of branch cracks, the mechanical model for crack expansion in slope rock mass is established, and the method for the stability coefficient of slopes is put forward, and is verified through an engineering example. The results show that: (1) The stronger the unloading effects, the greater the intensity factor of compound stress at the tip of the trailing edge crack, and the worse the stability of the slope. (2) The larger the inclination angle of the trailing edge crack, the smaller the critical expansion height and the larger the crack initiation angle. The larger the average height, the smaller the critical expansion height, and the larger the crack initiation angle. The crack is more and more deviating from the slope expansion, and the crack length has no effects on the critical propagation height and the initiation angle. (3) The factor of safety of the slope increases with the increase of the crack inclination angle, average height and fracture toughness, and decreases with the increase of the crack length, lower crack angle and unloading tensile stress. The research results may provide some theoretical reference for understanding and controlling the collapse and landslide disasters of rock slopes with trailing edge cracks induced by excavation unloading.

Key words: excavation unloading; trailing edge crack; initiation angle; branch crack; factor of safety

0 引言

露天矿边坡在降雨和爆破开挖等外界荷载作用下, 会在边坡坡顶和局部平台顶部形成一定规模张拉裂隙, 这在实际工程中较为常见。进一步的岩体开挖所引发的应力调整和卸荷扰动会使这些张拉裂隙不断

扩展, 进而导致边坡突发性失稳, 给周围人员生命及财产造成极大威胁。此类岩质边坡的特点为在边坡前

基金项目: 国家自然科学基金项目(52074292); 国家重点研发计划课题(2017YFC1503103)
收稿日期: 2021-12-24

缘存在近水平或缓倾坡外的结构面（常为层面或软弱夹层），后缘存在张拉裂隙，前缘缓倾结构面和后缘裂隙之间的区域对边坡稳定性起控制作用^[1-2]。为此研究开挖卸荷作用下前后裂隙之间的扩展贯通机理具有重要理论与工程意义。

目前，有关含后缘裂隙边坡失稳破坏机制的研究已取得了一定研究成果。黄达等^[3]利用模型试验和数值模拟研究了不同后缘裂隙倾角边坡破坏模式和裂隙扩展演化规律。Wu等^[4]从断裂力学的角度分析了不同后缘裂隙长度下危岩型边坡破坏演化规律。Zhang等^[5]以三峡太白岩悬崖为工程实例，定义了基于断裂力学的边坡稳定性系数。王来贵等^[6]分析了含后缘裂隙边坡在爆破荷载作用下的滑面导通机制。钟助等^[7]推导了边坡中部锁固段控制型边坡稳定性系数计算公式。

针对开挖卸荷作用下边坡失稳机制的研究，吴永等^[8]构建了开挖卸荷作用下边坡滑面形成的力学模型。常远等^[9]研究了露天矿高边坡的开挖损伤过程。Chang等^[10]给出了卸荷作用下裂隙边坡的临界失稳高度计算模型。李明等^[11]、习朝辉等^[12]、Zhu等^[13]利用模型试验探讨了开挖卸荷作用下边坡破坏机制与模式。李韬等^[14]、李新坡等^[15]利用数值模拟手段，研究了岩质边坡在开挖过程中的变形特征和稳定性状态。

关于含后缘裂隙岩质边坡的研究，主要集中在针对不同后缘裂隙几何分布下的边坡破坏研究。在边坡卸荷方面的研究，主要为通过模型试验和数值模拟手段来研究。针对含后缘裂隙岩质边坡在开挖卸荷作用下的理论方面研究较少。基于此，本文利用断裂力学理论，给出了卸荷作用下边坡后缘裂隙尖端应力强度因子和临界失稳高度计算方程，考虑分支裂隙扩展长度，构建了边坡岩体裂隙扩展贯通力学模型，阐明了边坡岩体断裂破坏机理，提出了边坡稳定性系数计算方法，并通过工程算例来验证，研究结论可为此类边坡的开挖稳定性评价提供理论支撑。

1 卸荷诱发边坡失稳的力学基础

露天矿的不断开挖会使得岩体内的裂隙不断扩展贯通，具体作用机制为：随着开挖岩体表面的法向应力卸荷至0，而卸荷会使岩体产生差异回弹变形，这种变形会使坡体内产生方向指向开挖面的拉应力 T ^[16]，在拉应力 T 和滑体自重应力共同作用下，后缘裂隙起裂扩展。图1为露天矿含后缘裂隙边坡滑动力学模型。

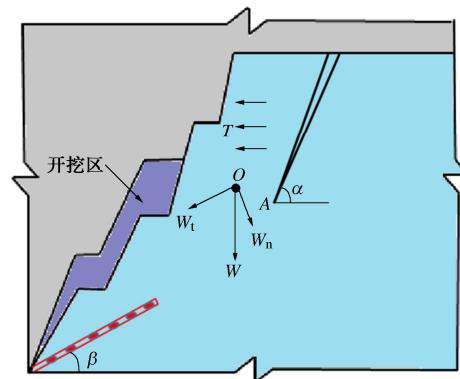


图1 边坡滑动力学模型

Fig. 1 Dynamic model for slope slip

图1中， A 为后缘裂隙尖端， O 为滑体重心位置， W_t 为滑体在平行于下部裂隙方向的力， W_n 为滑体在垂直于下部裂隙方向的力，将其分解到边坡后缘裂隙切向和法向的力分别为

$$W_t = W \sin \beta, \quad (1)$$

$$W_n = W \cos \beta, \quad (2)$$

$$W_\tau = W_t \cos(\alpha - \beta) + W_n \sin(\alpha - \beta), \quad (3)$$

$$W_\sigma = W_t \sin(\alpha - \beta) - W_n \cos(\alpha - \beta), \quad (4)$$

$$W = \gamma V. \quad (5)$$

式中： α 为后缘裂隙与水平方向的夹角； β 为下部裂隙与水平方向的夹角； W 为滑体重量； W_τ 为后缘裂隙的切向力； W_σ 为后缘裂隙的法向力； γ 为岩体重度； V 为滑体体积； T 为卸荷拉应力。

本文在采用上述力学模型进行理论分析时作出如下假设：①不考虑爆破荷载的影响；②不考虑水对岩体的弱化作用；③不考虑降雨荷载影响，这里主要分析边坡在自重和开挖卸荷作用的影响。

随着开挖的不断向下进行，卸荷拉应力和滑体重力在后缘裂隙上的法向分力使裂隙宽度不断增加，切向分力使裂隙长度不断增加，后缘裂隙最终扩展至下部裂隙，在二者之间发生剪断破坏，造成边坡失稳。边坡频繁的开挖卸荷会引起边坡内应力场的变化，同时卸荷拉应力会对边坡的潜在滑动面造成一定影响，所以分析卸荷拉应力作用下的裂隙扩展对分析边坡的稳定性有着重要意义。

边坡后缘裂隙的受力模型，可简化为受到复杂应力和卸荷拉应力作用下的一个拉剪裂隙，属于I-II复合型断裂，其二维力学模型如图2所示，裂隙尖端极坐标应力分量^[17]表达式为

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{rr} &= \frac{1}{2\sqrt{2\pi}r} \left[K_1(3-\cos\theta) \cos \frac{\theta}{2} + K_{II}(3\cos\theta-1) \sin \frac{\theta}{2} \right], \\ \sigma_{\theta\theta} &= \frac{1}{2\sqrt{2\pi}r} \cos \frac{\theta}{2} [K_1(1+\cos\theta)-3K_{II}\sin\theta], \\ \tau_{r\theta} &= \frac{1}{2\sqrt{2\pi}r} \cos \frac{\theta}{2} [K_1\sin\theta+K_{II}(3\cos\theta-1)] \end{aligned} \right\} \quad (6)$$

式中: σ_{rr} 为径向应力; $\sigma_{\theta\theta}$ 为轴向应力; $\tau_{r\theta}$ 为剪切应力; θ 裂隙尖端扩展方向; r 为裂隙尖端到裂隙上点的距离; K_1 为裂隙尖端I型应力强度因子; K_{II} 为裂隙尖端II型应力强度因子。

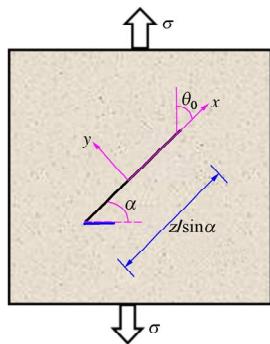


图 2 拉剪裂隙

Fig. 2 Tension-shear crack

根据最大周向拉应力准则, 不考虑奇异应力项(T 应力)影响, I-II复合型裂隙会沿着最大拉应力 $\sigma_{\theta\theta\max}$ 的方向扩展, 岩体裂隙扩展起裂角 θ_0 方向^[18]满足

$$K_1 \sin \theta_0 + K_{II} (3 \cos \theta_0 - 1) = 0 \quad (7)$$

当边坡裂隙尖端应力强度因子满足

$$\left[K_1 \cos^2 \frac{\theta_0}{2} - \frac{3}{2} K_{II} \sin \theta_0 \right] \cos \frac{\theta_0}{2} = K_{IC} \quad (8)$$

时, 裂隙起裂扩展, 其中, K_{IC} 为岩体断裂韧度。

2 卸荷坡体后缘裂隙扩展力学模型

2.1 卸荷作用下后缘裂隙的起裂扩展

边坡下部岩体未开挖之前, 后缘张拉裂隙只受滑体自重的作用, 随着开挖的进行, 在坡体内产生方向由坡体指向坡面的卸荷拉应力 T , 裂隙尖端应力强度因子增加, 当其达到岩体断裂韧度时, 裂隙起裂扩展。如图 3 所示为边坡后缘裂隙扩展概化模型, W 为滑体重量, h 为后缘裂隙未贯通岩体及其上部岩体的平均高度, z 为裂隙垂直高度, a 为滑体重心到裂隙尖端水平距离, b 为滑体重心到裂隙尖端垂直距离, M 为滑体和卸荷拉应力对裂隙尖端产生的弯矩。

根据应力强度因子叠加原理, 上部滑体自重和卸荷拉应力作用下后缘裂隙尖端应力强度因子可分解为如图 4 的结果, 图 4 中①~③分别为拉应力、剪应力

和弯矩, 其裂隙尖端应力强度因子为

$$K_{11} = \sigma \sqrt{\pi(z/\sin\alpha)/2} \quad , \quad (9)$$

$$K_{12} = \sigma_{\max} \sqrt{\pi(z/\sin\alpha)/2} \quad , \quad (10)$$

$$K_{II3} = \tau \sqrt{\pi(z/\sin\alpha)/2} \quad , \quad (11)$$

$$\sigma = W \sin \alpha / h + T \sin \alpha \quad , \quad (12)$$

$$\tau = W \tau \sin \alpha / h + T \cos \alpha \quad , \quad (13)$$

$$\sigma_{\max} = 6M / h^2 \quad . \quad (14)$$

式中: σ 为裂隙面上的拉伸应力; τ 为裂隙面上的剪切应力; σ_{\max} 为最大拉应力; $M = Wa + Thb$ 。

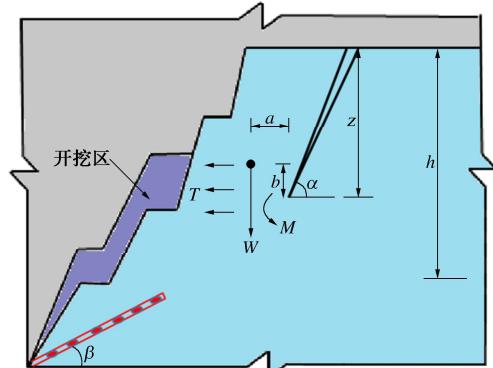


图 3 边坡后缘裂隙扩展概化模型

Fig. 3 Generalized model for crack propagation at trailing edge of slope

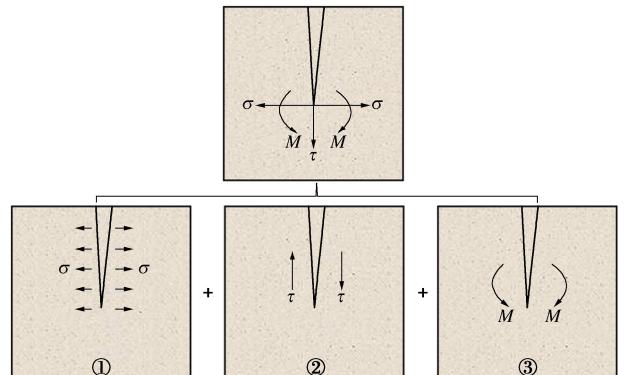


图 4 边坡后缘裂隙尖端应力强度因子的叠加原理示意图

Fig. 4 Schematic diagram of superposition principle of stress intensity factor at the tip of crack at the back edge of slope

因此, 卸荷条件下边坡岩体后缘裂隙尖端应力强度因子为

$$\left. \begin{aligned} K_1 &= K_{II} + K_{12} \\ K_{II} &= K_{II3} \end{aligned} \right\} \quad (15)$$

将式 (9)~(14) 计算结果代入式 (15) 可得卸荷条件下边坡后缘裂隙尖端应力强度因子为

$$\left. \begin{aligned} K_1 &= \left\{ [\gamma V \sin \beta \sin(\alpha - \beta) - \gamma V \cos \beta \cos(\alpha - \beta)] \sin \alpha / h + \right. \\ &\quad \left. T \sin \alpha + 6(\gamma Va + Thb) / h^2 \right\} \sqrt{\pi(z/\sin\alpha)/2} , \\ K_{II} &= \left\{ [\gamma V \sin \beta \cos(\alpha - \beta) + \gamma V \cos \beta \sin(\alpha - \beta)] \sin \alpha / h + \right. \\ &\quad \left. T \cos \alpha \right\} \sqrt{\pi(z/\sin\alpha)/2} . \end{aligned} \right\} \quad (16)$$

由式(16)可知, 卸荷拉应力增大, 边坡后缘裂隙尖端的I和II型应力强度因子都增大。

将式(16)代入式(7)化简可得

$$\left\{ [\gamma V \sin \beta \sin(\alpha - \beta) - \gamma V \cos \beta \cos(\alpha - \beta)] \sin \alpha / h + T \sin \alpha + 6(\gamma V a + Thb) / h^2 \right\} \cdot \left\{ [\gamma V \sin \beta \cos(\alpha - \beta) + \gamma V \cos \beta \sin(\alpha - \beta)] \sin \alpha / h + T \cos \alpha \right\}^{-1} = \frac{1 - 3 \cos \theta_0}{\sin \theta_0}。 \quad (17)$$

令式(17)中等号左边等于 R , 则可进一步求得裂隙起裂角 θ_0 为

$$\theta_0 = \arccos \frac{3 + \sqrt{R^4 + 8R^2}}{R^2 + 9}。 \quad (18)$$

由式(18)可得卸荷状态下边坡后缘裂隙起裂角。

根据前文分析, 边坡后缘裂隙处于拉剪应力状态, 裂隙起裂与否取决于岩石的I型断裂韧性 K_{Ic} , 将式(16)代入式(8)可得卸荷条件下后缘裂隙尖端复合应力强度因子 K_{Ic} :

$$K_{Ic} = \left\{ [\gamma V \sin \beta \sin(\alpha - \beta) - \gamma V \cos \beta \cos(\alpha - \beta)] \sin \alpha / h + T \sin \alpha + 6(\gamma V a + Thb) / h^2 \right\} \cos^3 \frac{\theta_0}{2} \sqrt{\pi(z / \sin \alpha) / 2} + \sin \theta_0 \cos \frac{\theta_0}{2} \left\{ [\gamma V \sin \beta \cos(\alpha - \beta) + \gamma V \cos \beta \sin(\alpha - \beta)] \sin \alpha / h + T \cos \alpha \right\} \sqrt{\pi(z / \sin \alpha) / 2}。 \quad (19)$$

式(19)为边坡后缘裂隙起裂扩展的充要条件, 当 $K_{Ic} \geq K_{Ic}$, 裂隙起裂扩展。进一步对式(17)化简可求得卸荷作用下后缘裂隙处于临界扩展状态时的垂直高度 $Z_{\text{临界}}$ 为

$$Z_{\text{临界}} = 2 \sin \alpha K_{Ic}^2 \cdot \left\{ \pi \left\{ [\gamma V \sin \beta \sin(\alpha - \beta) - \gamma V \cos \beta \cos(\alpha - \beta)] \sin \alpha / h + T \sin \alpha + 6(\gamma V a + Thb) / h^2 \right\}^2 \cdot \cos^6 \frac{\theta_0}{2} + \pi \sin^2 \theta_0 \cos^2 \frac{\theta_0}{2} \left\{ [\gamma V \sin \beta \cos(\alpha - \beta) + \gamma V \cos \beta \sin(\alpha - \beta)] \sin \alpha / h + T \cos \alpha \right\}^2 \right\}^{-1}。 \quad (20)$$

通过上述边坡力学模型可以分析后缘裂隙几何参数对裂隙临界失稳高度和裂隙起裂角的影响, 从式(17)、(20)可以看出。直接关系到边坡的稳定性状态的主要因素有平均高度、裂隙倾角和卸荷拉应力, 其他因素为岩体固有属性。根据现场坍塌剖面地质调查结果绘制后缘裂隙形态分布如图5所示, 该矿山地层结构简单, 岩体在外界环境荷载作用下裂隙较为发育。后缘裂隙倾角主要集中在 $38^\circ \sim 78^\circ$, 其余角度裂隙随机不规则散布在群集之间。下部裂隙角度 β 为 43° , 岩体断裂韧性为 $1.2 \text{ MPa} \cdot \text{m}^{1/2}$, 岩石重度 25 kN/m^3 , 滑体体积 V 约为 $8 \times 10 \text{ m}^3$ 。本次

分析采用控制变量法, 通过现场调查, 定义后缘裂隙倾角 α 在 $40^\circ \sim 90^\circ$ 变化, 平均高度 h 在 $20 \sim 115 \text{ m}$ 变化。

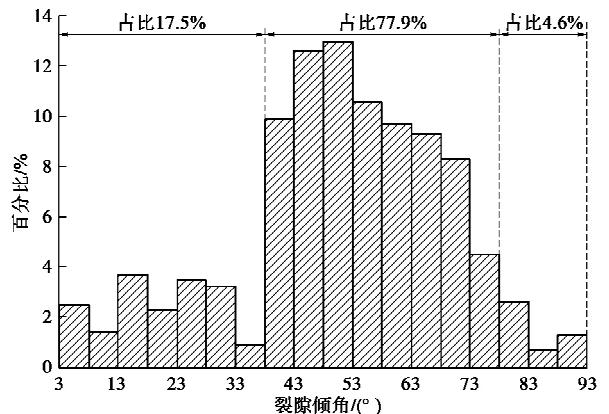
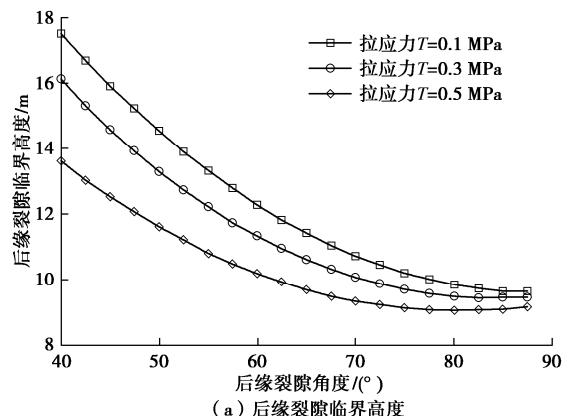


图 5 岩体裂隙形态分布情况

Fig. 5 Distribution of cracks in rock mass

将上述数据代入式(18)、(20)便可得到后缘裂隙临界高度和起裂角随后缘裂隙倾角和拉应力 T 的变化关系, 如图6所示。图6(a)为裂隙临界高度与裂隙倾角的变化关系, 裂隙临界高度随裂隙倾角的增大而逐渐减小直至趋于稳定, 其曲率逐渐降低直至趋于0。说明后缘裂隙倾角为 90° 时, 裂隙最容易起裂扩展, 当裂隙倾角较小时, 上部滑体重量在垂直于裂隙方向上分解了一部分力, 其尖端应力强度因子变小, 当裂隙垂直时, 滑体重力水平分力与卸荷拉应力全部作用于裂隙面, 其尖端应力强度因子最大, 裂隙最容易扩展, 所对应的临界扩展高度最小。图6(b)是后缘裂隙起裂角与裂隙倾角的关系图, 从图6(b)可以看出, 起裂角与裂隙倾角近似呈现出线性关系, 裂隙起裂角随裂隙倾角的增加而增大, 说明裂隙倾角越大, 裂隙越来越趋向于边坡坡面扩展, 随着滑面的长度在增加, 边坡稳定性增加。从图6还可以看出, 随着水平方向卸荷拉应力的增加, 后缘裂隙临界扩展高度变小, 起裂角变大, 这二者的都是向边坡不稳定的方向变化。



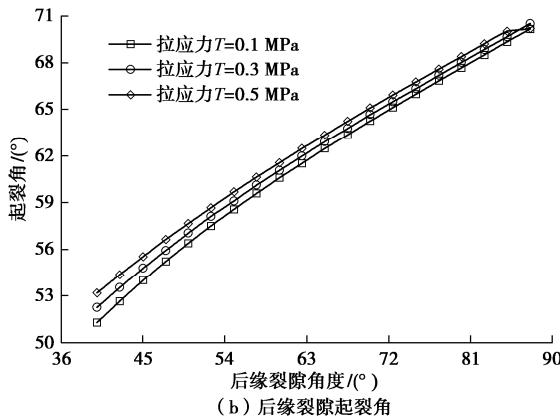


图 6 后缘裂隙临界高度与起裂角随裂隙倾角变化关系图

Fig. 6 Relationship between critical height and initiation angle of trailing edge crack with dip angle of crack

将上述数据代入式(18)、(20)便可得到后缘裂隙临界高度和起裂角随平均高度和拉应力 T 的变化关系, 如图 7 所示。后缘裂隙临界高度随平均高度变化关系如图 7(a)所示, 裂隙临界高度随平均高度的增大而逐渐增大, 其曲率逐渐增大, 说明平均高度越大, 裂隙尖端应力强度因子越小, 裂隙越不容易扩展, 所对应的扩展临界高度就大, 边坡越稳定。图 7(b)是后缘裂隙起裂角与平均高度的关系图, 裂隙起裂角随平均高度的增加而减小, 其曲率逐渐减小直至为零。说明平均高度越大, 裂隙越来越偏离边坡坡面扩展, 导致滑面的长度增加, 边坡稳定性增强。从图 7 还可以看出, 随着水平方向卸荷拉应力的增加, 后缘裂隙临界扩展高度变小, 起裂角变大, 这二者的变化都是向边坡不稳定的方向变化。

2.2 开挖坡体裂隙扩展长度计算

前文就边坡后缘裂隙在开挖卸荷作用下的起裂条件和扩展方向进行了计算与分析, 下面就裂隙起裂后如何扩展与贯通进行解释。边坡岩体在爆破和开挖等外界荷载扰动下形成如图 8 所示的后缘裂隙 OA , 在边坡开挖卸荷作用下不断扩展, 最终与下部裂隙贯通, 造成边坡滑坡的发生。第一次边坡开挖时, 当后缘裂隙尖端的应力强度因子在滑体自重应力和卸荷拉应力共同作用下大于岩体断裂韧度时, 裂隙按起裂角 θ_0 起裂扩展一定长度 AB , 随后坡体应力场调整结束, 岩体整体处于平衡状态, 裂隙停止扩展。第二次开挖, 在边坡岩体内应力场作用下, 裂隙以初始等效长度 OB 为基础再次起裂扩展一定长度 BC , 这样, 边坡岩体每开挖一次, 裂隙就扩展一次, 扩展长度不断累积, 最终与下部裂隙贯通。

边坡岩体后缘裂隙扩展属于拉剪扩展, 拉剪应力作用下分支裂隙尖端应力强度因子为^[18]

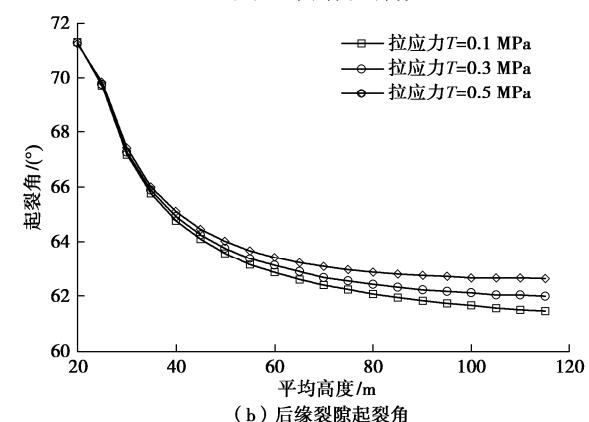
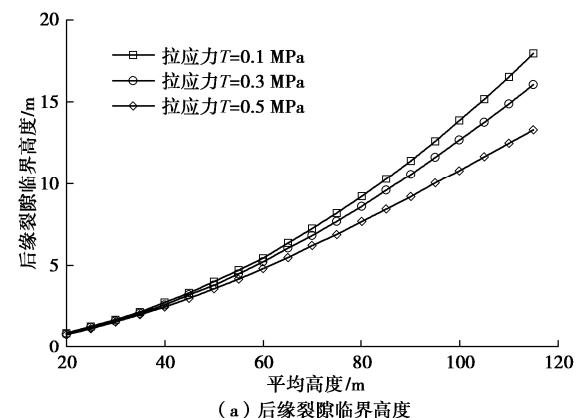


图 7 后缘裂隙临界高度与起裂角随平均高度变化关系图

Fig. 7 Relationship between critical height and initiation angle of trailing edge fracture with average height

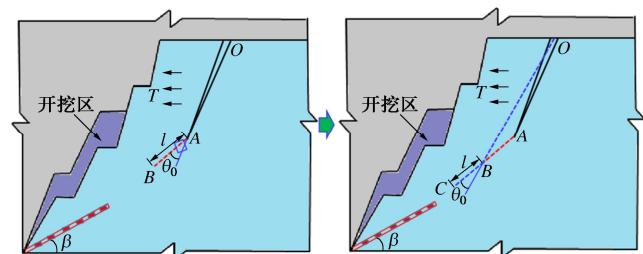


图 8 边坡后缘裂隙扩展贯通示意图

Fig. 8 Schematic diagram of crack extension and penetration at back edge of slope

$$K_1(l) = \frac{5.18(z / \sin \alpha) \tau \cos \alpha}{\sqrt{\pi l}} \quad , \quad (21)$$

式中, l 为分支裂隙扩展长度。

卸荷拉应力增加了分支裂隙尖端的应力强度因子。在滑体自重应力和卸荷拉应力作用下, 分支裂隙尖端的应力强度因子 $K_1(l)$ 随着裂隙长度增加而增加, 当增加到 $K_1(l) = K_{1C}$ 时, 分支裂隙就会不稳定扩展。随着边坡岩体内应力场的调整, 当分支裂隙尖端的应力强度因子 $K_1(l) < K_{1C}$ 时, 裂隙停止扩展。于是可获得分支裂隙扩展的长度为

$$l = [5.18(z / \sin \alpha) \cos \alpha]^2 \cdot \{ \gamma V \sin \beta \cos(\alpha - \beta) +$$

$$\gamma V \cos \beta \sin(\alpha - \beta) [\sin \alpha / h + T \cos \alpha]^2 / (\pi K_{IC}^2)^{-1} \quad (22)$$

3 含后缘裂隙边坡稳定性分析

3.1 边坡安全系数推导

第2节计算了开挖卸荷作用下边坡岩体发生损伤破坏时分支裂隙扩展长度,本节从宏观角度进一步对边坡安全系数的求解进行推导。文献[8]关于边坡开挖前后坡体内应力状态可知,不论开挖后裂隙的应力状态如何,单元体内的裂隙会沿着最大主应力方向扩展,即裂隙会沿着跟边坡开挖面近似平行的方向扩展,当扩展到一定规模时,边坡后缘裂隙和下部裂隙相当于岩体中两个较大的优势裂隙,边坡岩体在开挖卸荷扰动下,其中规模较大的优势裂隙首先发生贯通,所以,本文为计算更进一步简化,认为后缘裂隙将沿近似下部裂隙方向扩展贯通,如图9所示,边坡高度为H,滑面倾角为 β ,分支裂隙扩展长度为l。

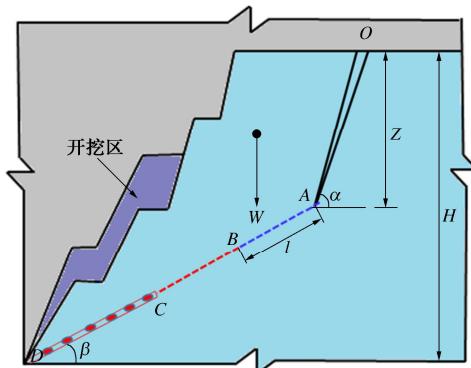


图9 边坡滑面贯通受力示意图

Fig. 9 Schematic diagram of penetration force on sliding surface of slope

滑体重量G沿滑面和垂直滑面的分量为

$$W_t = W \sin \beta, \quad W_n = W \cos \beta \quad (23)$$

滑面AD上的平均法向应力为

$$\sigma_n = \frac{W \cos \beta}{L_{AD}} \quad (24)$$

在自重力作用下,滑面AD上的所能承受的最大剪切力为

$$F_t = (c + \sigma_n \tan \varphi) L_{BC} + (c_i + \sigma_n \tan \varphi_i) L_{AB} + (c_j + \sigma_n \tan \varphi_j) L_{CD} \quad (25)$$

式中: c 和 φ 为岩体的黏聚力和内摩擦角; c_i 和 φ_i 为已扩展裂隙面的黏聚力和内摩擦角; c_j 和 φ_j 为原下部裂隙面上的黏聚力和内摩擦角。

则考虑卸荷作用下裂隙扩展长度的边坡安全系数K的表达式为

$$K = \frac{F_t}{W_t} = \{(c + \sigma_n \tan \varphi) L_{BC} + (c_i + \sigma_n \tan \varphi_i) L_{AB} +$$

$$(c_j + \sigma_n \tan \varphi_j) L_{CD}\} / (W \sin \beta) \quad (26)$$

当 $K > 1$ 时,说明岩桥所能承受最大剪切力大于作用于结构面的下滑力,边坡处于稳定状态;当 $K < 1$ 时,说明岩桥所能承受最大剪切力小于作用于结构面的下滑力,边坡处于不稳定状态;当 $K = 1$ 时,说明岩桥所能承受最大剪切力等于作用于结构面的下滑力,边坡处于极限平衡状态。

3.2 影响因素分析

根据式(26)可知安全系数主要与后缘裂隙倾角、后缘裂隙长度、平均高度、起裂角、断裂韧度、下部裂隙角度和卸荷拉应力等因素有关,具体变化关系如图10所示。起裂角通过后缘裂隙几何参数求得。从图10(a)可以看出边坡安全系数随裂隙倾角的增加而增大,但在局部存在一定波动,这是由于上部结构面拉应力和剪应力随裂隙倾角的变化而交替变化所导致。从图10(b)可以看出边坡安全系数随裂隙长度的增加而减小,其曲率呈逐渐增加趋势,这是因为裂隙越长,其尖端应力强度因子越大,分支裂隙扩展长度越大,边坡越不稳定。从图10(c)可以看出边坡安全系数下部裂隙角度的增加而减小,其曲率呈逐渐减小趋势,这是因为裂隙角度越大,滑动面长度越小,边坡越不稳定。从图10(d)可以看出边坡安全系数随平均高度的增加而增加,近似呈线性关系,这是因为平均高度越大,滑动面长度越大,边坡越稳定。从图10(e)可以看出边坡安全系数随卸荷拉应力的增加而减小,近似呈线性关系,这是因为卸荷拉应力越大,裂隙扩展长度越大,边坡越不稳定。从图10(f)可以看出边坡安全系数随断裂韧度的增加而增加,其曲率呈逐渐减小趋势,这是因为断裂韧度越大,分支裂隙扩展长度越小,边坡越稳定。

4 工程实例分析

齐大山铁矿位于辽河冲积平原的边缘地带,矿区东部为千山山脉。该矿年生产铁矿石达 1700×10^4 t,东帮边坡已开采到-230 m水平,整体坡角达 52° ,目前开采还在不断向深部进行,已逐渐成为深凹露天矿。受边坡开挖卸荷和两次滑坡牵引作用,在东帮-40 m平台处出现后缘拉裂隙,对边坡稳定性产生严重影响。本文以齐大山铁矿该区域边坡为工程背景来验证上述理论模型的合理性。

本局部边坡之前已经发生两次小规模牵引式滑坡,如图11(a)所示,且在-40 m平台出现规模较大的后缘裂隙,如图11(b)所示。随下部采场采掘加深,存在大范围的边坡滑坡发生的可能。经现场勘察发现,该边坡滑体体积 V 约为 4.4×10^3 m³,边后缘存

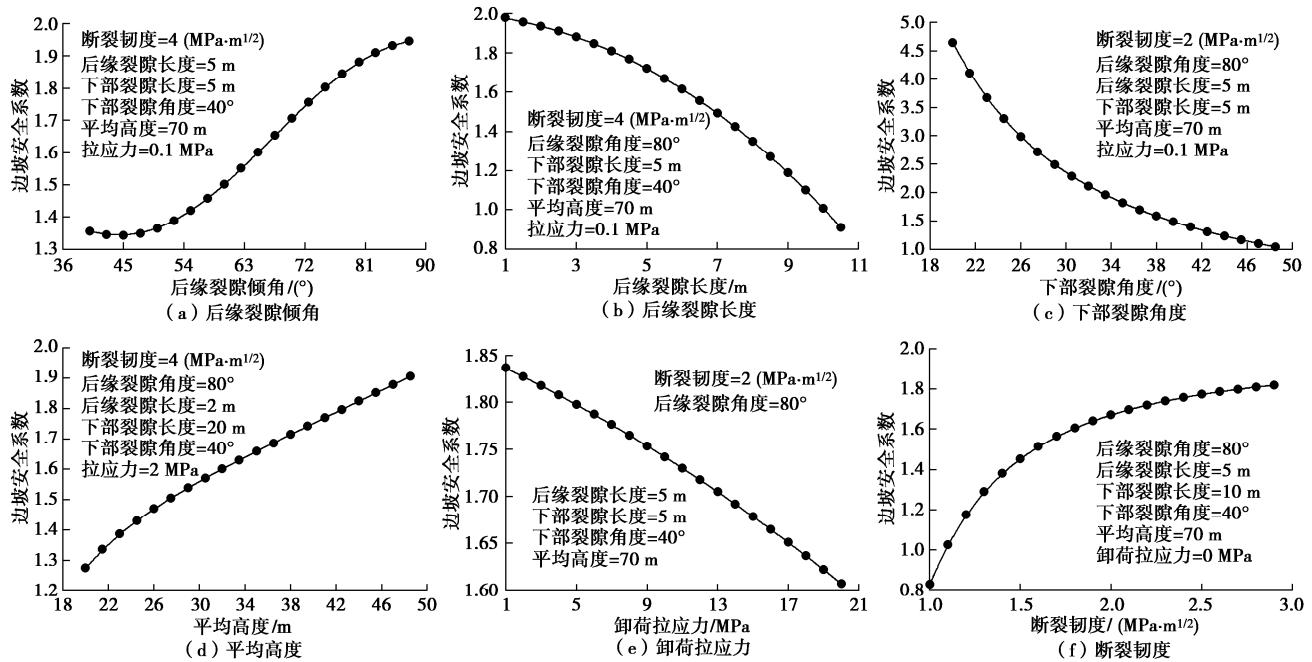


图 10 边坡安全系数的影响因素分析结果

Fig. 10 Analysis results of factors affecting factor of safety of slope

分支裂隙扩展长度, 进一步代入式(26)可求得开挖完每一步后边坡安全系数, 计算结果如图13所示。

表 1 岩体物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of rock mass

断裂韧性/ (MPa·m ^{1/2})	重度/ (kN·m ⁻³)	黏聚力/ MPa	内摩擦 角/(°)	裂隙面 黏聚力/ MPa	裂隙面 内摩擦 角/(°)
1.2	26	5.332	43.6°	0.112	24.6

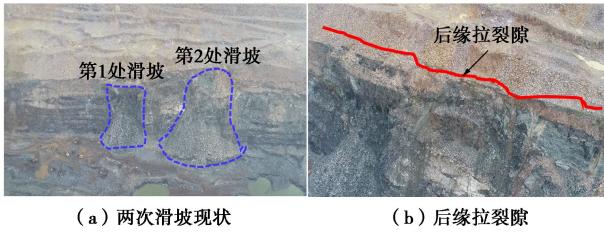


图 11 边坡破坏现状图

Fig. 11 Current situation of slope failure

在一条长度达460 m, 深度约13 m, 方向近似垂直的拉裂隙, 平均高度达86 m, 重心到裂隙尖端的水平距离 a 为0.8 m。通过已经发生滑坡区域发现在下部坡脚位置存在剪出口, 其结构面长度约35 m, 倾角为38°左右。卸荷拉应力的取值通过室内真三轴卸荷试验近似获得, 将现场裂隙试样加载到原岩应力状态, 开始侧向卸荷, 随着卸载的持续进行, 水平向拉应力 σ_3 在不断变化, 可通过式 $\sigma_3 = \sigma_0 - \sigma_{3t}$ 求得, 其中 σ_0 为开始卸载时刻的水平应力值, σ_{3t} 为在试验过程中的高速摄影记录下裂隙起时刻所对应的水平应力值^[19], 大小为0.5 MPa。通过现场取样和相关岩石力学试验得到具体岩体相关物理力学参数如表1所示。该东帮边坡地质剖面图和概化后的裂隙边坡计算力学模型如图12所示。

将上述相关参数代入式(20)可以求得裂隙扩展临界高度为2.24 m。这表明此处后缘裂隙高度已经远超过其临界扩展高度, 在卸荷扰动作用下, 裂隙极易发生扩展失稳。将所求起裂角代入式(22)可求得

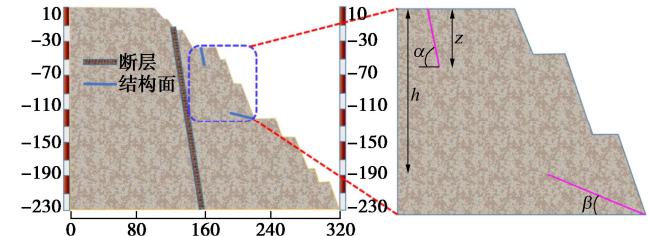


图 12 齐大山铁矿东帮边坡地质剖面及概化力学模型图

Fig. 12 Geological profile and simplified mechanical model

diagram of east slope of Qidashan Iron Mine

从图13可知, 随着卸荷次数的增加, 安全系数逐渐降低, 开挖次数越多, 安全系数降低的速度越快。这表明卸荷扰动次数越多, 边坡越容易发生突变失稳。

为更进一步确定本文所提方法的正确性和合理性, 通过现场钻孔摄像和位移连续监测来进行验证。钻孔摄像可清楚观察到随着爆破开挖次数的增加, 裂隙扩展贯通情况。位移连续监测可明确边坡岩体是否发生位移突变。相关监测设置如图14所示, 位移监测结果如图15所示。

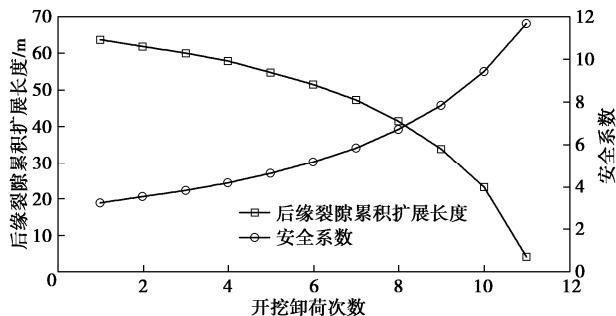


图 13 计算结果图

Fig. 13 Calculated results

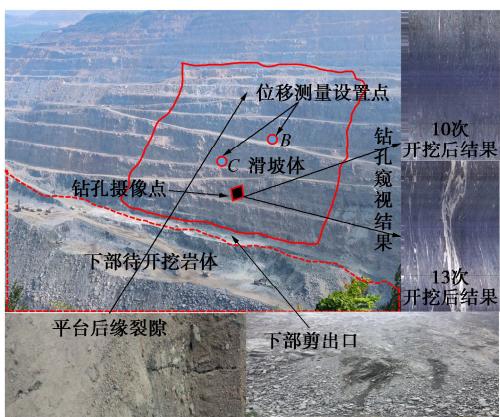


图 14 现场测点布置与钻孔窥视结果

Fig. 14 Layout of site survey point and borehole peeping results

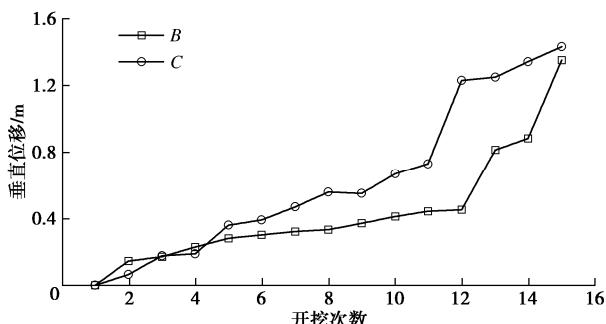


图 15 位移监测结果

Fig. 15 Monitoring results of displacement

从现场钻孔窥视结果可以明显看出, 在 13 次开挖以后出现明显的滑移带, 图 15 位移监测结果也表明 12 次开挖后, 垂直位移发生突变, 表明边坡此时已经发生滑坡, 而理论计算结果表明 11 次开挖以后, 边坡安全系数小于 1, 计算结果偏保守, 上述结果表明本文所提方法安全可靠。

5 结 论

(1) 基于断裂力学理论, 推导了卸荷作用下后缘裂隙起裂方向与临界扩展高度计算公式。后缘裂隙尖端复合应力强度因子随着卸荷拉应力的增加而增加, 表明开挖卸荷作用会降低边坡稳定性。

(2) 临界高度随裂隙倾角的增大而逐渐减小直至趋于稳定。起裂角随裂隙倾角的增加而增大, 说明裂隙倾角越大, 裂隙越来越趋向于边坡坡面扩展, 随着滑面的长度在增加, 边坡稳定性增加。

(3) 临界高度随平均高度的增大而逐渐增大, 说明平均高度越大, 裂隙尖端应力强度因子越小, 所对应的扩展临界高度就大, 边坡越稳定。起裂角随平均高度的增加而减小, 说明平均高度越大, 裂隙越来越偏离边坡坡面扩展, 导致滑面的长度增加, 边坡稳定性增强。

(4) 给出了考虑分支裂隙扩展长度的边坡安全系数计算公式。裂隙倾角、平均高度和断裂韧度会增加边坡稳定性, 裂隙长度、下部裂隙角度和卸荷拉应力会降低边坡稳定性。最后基于齐大山东帮边坡验证了理论计算模型的合理性。

参 考 文 献:

- [1] 陈国庆, 刘顶, 徐鹏, 等. 节理岩桥真三轴开挖卸荷试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2018, 37(2): 325-338. (CHEN Guoqing, LIU Ding, XU Peng, et al. True-triaxial test on unloading failure of jointed rock bridge[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2018, 37(2): 325-338. (in Chinese))
- [2] 王建明, 陈忠辉, 周子涵, 等. 不同卸荷速率下节理岩桥变形破坏及裂隙扩展演化试验研究[J]. 矿业科学学报, 2020, 5(4): 382-392. (WANG Jianming, CHEN Zhonghui, ZHOU Zihan, et al. Experimental study on deformation failure and crack propagation evolvement of jointed rock bridge under different unloading rates[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2020, 5(4): 382-392. (in Chinese))
- [3] 黄达, 张晓景, 顾东明. “三段式”岩石滑坡的锁固段破坏模式及演化机制[J]. 岩土工程学报, 2018, 40(9): 1601-1609. (HUANG Da, ZHANG Xiaojing, GU Dongming. Failure pattern and evolution mechanism of locking section in rock slope with three-section landslide mode[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2018, 40(9): 1601-1609. (in Chinese))
- [4] ZHANG K, TAN P, MA G W, et al. Modeling of the progressive failure of an overhang slope subject to differential weathering in Three Gorges Reservoir, China[J]. Landslides, 2016, 13(5): 1303-1313.
- [5] WU L Z, SHAO G Q, HUANG R Q, et al. Overhanging rock: theoretical, physical and numerical modeling[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2018, 51(11): 3585-3597.
- [6] 王来贵, 习彦会, 刘向峰, 等. 地震载荷作用下岩质边坡应力状态调整与破坏规律分析[J]. 土木工程学报, 2015,

- 48(12): 109-115. (WANG Laogui, XI Yanhui, LIU Xiangfeng, et al. Analysis on stress state adjustment and collapse of rock slope subject to seismic loads[J]. China Civil Engineering Journal, 2015, 48(12): 109-115. (in Chinese))
- [7] 钟助, 黄达, 黄润秋. “挡墙溃屈”型滑坡锁固段抗滑稳定性研究[J]. 岩土工程学报, 2016, 38(9): 1734-1740. (ZHONG Zhu, HUANG Da, HUANG Runqiu. Anti-sliding stability of locked patch of rock slopes with landslide mode of retaining wall collapse[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2016, 38(9): 1734-1740. (in Chinese))
- [8] 吴永, 何思明, 王东坡, 等. 开挖卸荷岩质坡体的断裂破坏机理[J]. 四川大学学报(工程科学版), 2012, 44(2): 52-58. (WU Yong, HE Siming, WANG Dongpo, et al. Fracture failure mechanism of rock slope under excavation[J]. Journal of Sichuan University (Engineering Science Edition), 2012, 44(2): 52-58. (in Chinese))
- [9] 常远, 常来山, 任富强, 等. 节理岩体边坡采动损伤与可靠性分析[J]. 煤炭学报, 2018, 43(5): 1305-1311. (CHANG Yuan, CHANG Laishan, REN Fuqiang, et al. Reliability and damage analysis on jointed rock mass slope[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(5): 1305-1311. (in Chinese))
- [10] CHANG Z G, CAI Q X, ZHOU W, et al. Effects of the loading and unloading conditions on crack propagation in high composite slope of deep open-pit mine[J]. Advances in Civil Engineering, 2019, 2019: 1-11.
- [11] 李明, 张嘎, 胡耘, 等. 边坡开挖破坏过程的离心模型试验研究[J]. 岩土力学, 2010, 31(2): 366-370. (LI Ming, ZHANG Ga, HU Yun, et al. Centrifuge model tests on excavation-induced failure of slopes[J]. Rock and Soil Mechanics, 2010, 31(2): 366-370. (in Chinese))
- [12] 习朝辉, 裴向军, 穆成林, 等. 顺层岩质边坡开挖变形特征模型试验研究[J]. 铁道建筑, 2018, 58(12): 100-103. (XI Zhaohui, PEI Xiangjun, MU Chenglin, et al. Model test study of deformation characteristics of bedding rock slope excavation[J]. Railway Engineering, 2018, 58(12): 100-103. (in Chinese))
- [13] ZHU C, HE M C, KARAKUS M, et al. Investigating toppling failure mechanism of anti-dip layered slope due to excavation by physical modelling[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2020, 53(11): 5029-5050.
- [14] 李韬, 徐奴文, 戴峰, 等. 白鹤滩水电站左岸坝肩开挖边坡稳定性分析[J]. 岩土力学, 2018, 39(2): 665-674. (LI Tao, XU Nuwen, DAI Feng, et al. Stability analysis of left bank abutment slope at Baihetan hydropower station subjected to excavation[J]. Rock and Soil Mechanics, 2018, 39(2): 665-674. (in Chinese))
- [15] 李新坡, 何思明. 节理岩质边坡破坏过程的PFC2D数值模拟分析[J]. 四川大学学报(工程科学版), 2010, 42(增刊1): 70-75. (LI Xinpo, HE Siming. Numerical analysis of the failure of heavily jointed rock slopes using PFC2D[J]. Journal of Sichuan University (Engineering Science Edition), 2010, 42(S1): 70-75. (in Chinese))
- [16] 黄润秋. 岩石高边坡发育的动力过程及其稳定性控制[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(8): 1525-1544. (HUANG Runqiu. Geodynamical process and stability control of high rock slope development[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(8): 1525-1544. (in Chinese))
- [17] 哈秋龄. 加载岩体力学与卸荷岩体力学[J]. 岩土工程学报, 1998, 20(1): 114. (HA Qiuling. Loading rock mechanics and unloading rock mechanics[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 1998, 20(1): 114. (in Chinese))
- [18] 赵延林, 曹平, 万文, 等. 随机卸荷岩体裂纹流变断裂模型与数值模拟[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2015, 46(12): 4647-4656. (ZHAO Yanlin, CAO Ping, WAN Wen, et al. Model and numerical simulation of rheological fracture of random unloading rock mass cracks[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2015, 46(12): 4647-4656. (in Chinese))
- [19] 周子涵, 陈忠辉, 王建明, 等. 卸荷条件下岩石平行偏置双裂隙的扩展规律研究[J]. 岩土工程学报, 2020, 42(4): 721-730. (ZHOU Zihan, CHEN Zhonghui, WANG Jianming, et al. Propagation of offset parallel cracks in rock under unloading conditions[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2020, 42(4): 721-730. (in Chinese))