

爆破动力作用下危岩裂隙动水冲击压力计算方法

陈正东¹, 周云涛^{2,3}

(1. 贵州省地矿局第二工程勘察院有限公司, 贵州 遵义 563000;

2. 中国地质科学院探矿工艺研究所, 四川 成都 6117342;

3. 自然资源部地质灾害风险防控工程技术创新中心, 四川 成都 611734)

摘要:基于危岩体裂隙水体爆破动力考虑,建立了危岩体裂隙水体动力物理模型,将裂隙水动水冲击压力的形成归结于爆破动力对裂隙水体不断施加初始速度,经过理论推导得出垂直于主控结构面的动水冲击压力公式以及沿裂隙方向的裂隙水压增加幅值,最终给出爆破动力作用下裂隙水的动水冲击压力计算表达式。以望霞W2-1危岩体为例,计算分析得出爆破动力对裂隙水体作用时间为0.2~0.25s;爆破动力对裂隙水体压力改变近10%,对危岩裂隙水体压力影响显著。

关键词:裂隙水冲击压力;爆破动力;主控结构面;危岩体

中图分类号:P642.2 文献标识码:A 文章编号:2096-9686(2023)05-0018-05

Calculation method for crack surge pressure of perilous rock under the blasting load

CHEN Zhengdong¹, ZHOU Yuntao^{2,3}

(1. 2nd Engineering Investigation Institute, Guizhou Bureau of Geology and Mineral, Zunyi Guizhou 563000, China;

2. Institute of Exploration Technology, CAGS, Chengdu Sichuan 611734, China;

3. Technology Innovation Center for Risk Prevention and Mitigation of Geohazard, MNR, Chengdu Sichuan 611734, China)

Abstract: Based on the consideration of crack surge pressure of perilous rock under the blasting load, physical model of crack surge pressure of unstable rock was established. The formation of crack surge pressure is attributed to the initial velocity exerting to crack water by the blasting power. Through theoretical derivation formula of dynamic water impact pressure perpendicular to dominant fissure and increasing amplitude of crack pressure along the fissure direction were determined. Lastly, this paper gave the calculation expression of crack surge pressure under the blasting load. Taking the perilous rock W2-1 in Wangxia for example, action time to crack water was 0.2~0.25s by the blasting power; crack pressure changed nearly 10% by the blasting power which affected the crack surge pressure markedly.

Key words: crack surge pressure; blasting load; dominant fissure; perilous rock

0 引言

危岩是指位于陡崖或陡坡上被岩体结构面切割且稳定性较差的岩块^[1]。据不完全统计,三峡库区发育有危岩5万多个,严重威胁着20余万人的生命和财产安全^[2]。危岩体后部贯通或断续贯通发育的结

构面成为主控结构面^[3]。在降雨或地下水入渗时水体会沿着主控结构面进入危岩体形成静水压力,从而改变危岩的应力状态。重庆市地方标准《地质灾害防治工程设计规范》(DB 50/5029—2004)^[4]和《地质灾害防治工程勘察规范》(DB 50/143—2003)^[5]对

收稿日期:2023-07-03; 修回日期:2023-09-07 DOI:10.12143/j.ztgc.2023.05.003

基金项目:国家重点研发计划专项项目“膨胀土滑坡和工程边坡防护工程健康诊断和快速修复技术”(编号:2019YFC1509904);中国地质调查局地质调查项目“高陡碎屑坡生态治理技术应用示范”(编号:DD20230087)

第一作者:陈正东,男,1990年生,注册岩土工程师,岩土工程专业,硕士,主要从事岩土与地质工程减灾机理与控制方面研究工作,贵州省遵义市红花岗区银河北路“喜来登”大酒店国际商务中心1307,3186982651@qq.com。

引用格式:陈正东,周云涛.爆破动力作用下危岩裂隙动水冲击压力计算方法[J].钻探工程,2023,50(5):18-22.

CHEN Zhengdong, ZHOU Yuntao. Calculation method for crack surge pressure of perilous rock under the blasting load[J]. Drilling Engineering, 2023, 50(5):18-22.

静水压力计算方法作了明确规定,后来唐红梅等^[1]提出了危岩裂隙水压修正计算方法,进一步细化了危岩裂隙静水压力计算方法;但“规范”中未给出裂隙动水冲击压力的计算方法。罗声等^[6]认为裂隙动水冲击压力是岩体裂纹扩展的诱发因素;柴军瑞^[7]建立了基于渗透动水冲击压力的等效连续岩体渗流场模型;梁尧篔^[8]通过原位试验研究了动水冲击压力对岩体变形的作用机制;汤连生等^[9]探讨了动水冲击压力对裂隙岩体的断裂力学效应;张海波^[10]认为动力荷载是产生动水冲击压力的直接原因。前述研究对危岩裂隙静水压力和渗透力进行了相应的探讨,但地震或爆破动力作用下危岩裂隙动水冲击压力的计算还未涉及,为此本文基于爆破地震波基本传播和透射规律,对动力作用下危岩裂隙动水冲击压力进行计算,并验证其工程适用性,为危岩动力稳定性设计提供理论依据。

1 裂隙动水冲击压力的爆破动力考虑

炸药在一定深度内爆炸形成冲击波致使岩体破碎,消耗大部分炸药能量衰减为应力波,随着岩土体对应力波能量的吸收,最终作用于危岩裂隙水的波体是弹性爆破地震波。危岩裂隙水压力的改变实际是爆破地震波对裂隙水体不断施加一个初始速度的过程。爆破地震波衰减至裂隙水体,由于波体的波动带动水体扰动,水体由静止变为有一定初始速度的流体。在垂直于裂隙方向表现为动水冲击力,沿裂隙方向水体作具有一定初始速度的减速运动,因此水体会上升一定高度,改变原始静水压力。

目前工程中常用的爆破振动峰值速度衰减规律为^[11]:

$$V_{\max} = K(Q^{1/3}/R)^\alpha \quad (1)$$

式中: V_{\max} ——爆破地震波峰值波速, cm/s; Q ——炸药量, kg; R ——爆心距, m; K ——待定系数; α ——衰减指数, 与爆心距至介质质点间的地质条件有关, 若无现场爆破监测数据, 其取值可参考表1^[11]。

式(1)所得到的峰值速度公式与爆心距、炸药量相关, 但与时间无直接关系。且爆破地震波传播到远处的速度幅值变化不大, 基本呈现为简谐曲线传播, 为了反映裂隙水体真实动力情况, 假设爆破地震波波速满足简谐波方程^[12], 可表示为:

$$v(t) = V_{\max} \sin(2\pi ft + \theta) \quad (2)$$

表1 不同硬度岩性的 K 、 α 参考值

Table 1 K 、 α reference value of rock with different hardness

岩性	K	α
坚硬岩石	50~150	1.3~1.5
中坚岩石	150~250	1.5~1.8
软岩石	250~350	1.8~2.0

式中: $v(t)$ ——任意时刻爆破地震波波速, cm/s; t ——爆破作用时间, s; f 为频率, Hz; θ ——初始相位, 其他同上。

由于地层的阻尼效应, 地震波波速在地层中随距离衰减传播, 同时随着时间衰减, 因此, 对上式(2)修正得^[13]:

$$v(t) = V_{\max} e^{-\eta t} \sin(2\pi ft + \theta) \quad (3)$$

式中: η ——时间衰减指数。

2 动水冲击压力计算

2.1 物理模型

《地质灾害防治工程设计规范》(DB 50/5029—2004)^[4]将单体危岩分为3类, 分别是滑塌式危岩、坠落式危岩和倾倒式危岩, 本文选取滑塌式危岩为研究对象。图1为滑塌式危岩裂隙水体爆破动力物理模型, 危岩考虑为弹性体。危岩裂隙水考虑为长方体, 假定水体为理想液体, 即不考虑其粘滞性和压缩性。

2.2 垂直于主控结构面的动水冲击压力计算

图2为爆破地震波在主控结构面上发生透射的示意图, 爆破地震波衰减至裂隙结构面与水体接触面会产生透射, 地震透射波对裂隙水体施加一个初始速度, 产生裂隙水动冲击压力。

由地震波透射规律^[13]得透射到水体的爆破地震波波速 v' 为:

$$v'(t) = v(t) \sin \zeta / \sin \varphi \quad (4)$$

式(4)分解到垂直于主控结构面方向的速度为:

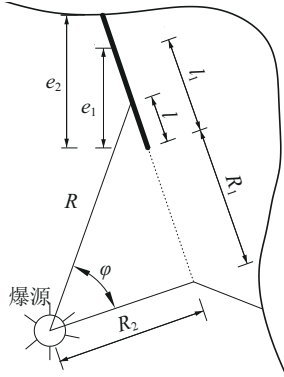
$$v_N(t) = v(t) \sin \zeta \cos \zeta / \sin \varphi \quad (5)$$

式中: φ ——地震波爆破作用方向与垂直于主控结构面方向的夹角, ($^\circ$); ζ ——地震波透射角度, ($^\circ$); $\zeta = \arcsin[(2\rho_1 C_1 / \rho_1 C_1 + \rho_2 C_2) \sin \varphi]$; $\rho_1 C_1$ ——危岩岩体波阻抗; $\rho_2 C_2$ ——水体波阻抗^[12]; 其他同上。

则垂直于主控结构面方向的某一时刻的冲击水压力 p_C 为^[14]:

$$p_C = \rho_w v_N^2(t) = \rho_w v^2(t) \sin^2 \zeta \cos^2 \zeta / \sin^2 \varphi \quad (6)$$

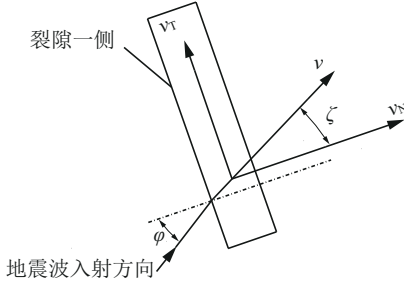
由图1几何关系知:



R —爆心距, m; R_1 —爆源沿主控结构面方向到裂隙最低端的距离, m; R_2 —爆源到危岩主控结构面垂向距离, m; e_1 —主控结构面静水高度, m; e_2 —主控结构面竖向高度, m; β —主控结构面与水平向夹角, ($^\circ$); l_1 —裂隙静水高度对应的主控结构面长度, m; l —爆心距为 R 时对应的主控结构面距最低端的长度, m

图1 危岩裂隙水爆破动力物理模型

Fig.1 Physical model of blasting load for perilous rock fissure water



v_T —沿主控结构面方向的裂隙水速度, m/s; v_N —垂直于主控结构面方向的速度, m/s; φ —地震波入射角度, ($^\circ$); ζ —地震波透射角度, ($^\circ$)

图2 爆破地震波透射示意

Fig.2 Schematic diagram of blasting seismic wave transmission

$$\sin\varphi = (l + R_1) / \sqrt{R_2^2 + (l + R_1)^2} \quad (7)$$

将式(3)、式(7)代入式(6)整理得:

$$p_C = \rho_w K^2 Q^{2\alpha/3} e^{-2\eta t} [(l + R_1)^2 + R_2^2]^{1-\alpha} \sin^2 \zeta \cos^2 \zeta \sin^2(2\pi f t + \theta) / (l + R_1)^2 \quad (8)$$

式中: ρ_w ——水的密度;其他同上。

2.3 沿主控结构面方向的裂隙水压力计算

爆破地震波对水体扰动表现为水体速度和高度发生变化,在沿主控结构面方向,由爆破地震波引起的初始速度 v_T 会带动裂隙水体沿结构面上下运动,由式(4)分解到主控结构面方向的速度 v_T 表示为:

$$v_T(t) = v(t) \sin \zeta / \sin \varphi \quad (9)$$

将 $\zeta = \arcsin[2\rho_1 C_1 \sin \varphi / (\rho_1 C_1 + \rho_2 C_2)]$ 和式(7)带入式(9)得:

$$v_T(t) = v(t) \frac{2\rho_1 C_1 (R_1 + l)}{(\rho_1 C_1 + \rho_2 C_2) \sqrt{(R_1 + l)^2 + R_2^2}} \quad (10)$$

令 $B = 2\rho_1 C_1 \sin \varphi / (\rho_1 C_1 + \rho_2 C_2)$, 将式(3)带入式(10)整理得:

$$v_T(t) = \frac{KBQ^{a/3} e^{-\eta t} (l + R_1) \sin(2\pi f t + \theta)}{[(l + R_1)^2 + R_2^2]^{(1+\alpha)/2}} \quad (11)$$

爆破动力作用下沿结构面的裂隙水体长度范围 l_1 内各质点内都会产生一个初始速度,因此会在结构面方向进行叠加,由于爆破动力作用方向与主控结构面呈一锐角,因此裂隙水体高度是正向叠加的;若爆破动力作用方向与主控结构面呈一钝角,则裂隙水体有向裂隙底端运动的趋势,由于假定水体为理想液体,危岩为弹性体,裂隙水体会形成反弹,则最终裂隙水体会反向运动使裂隙水体增高。式(11)可表示为变量 l 和时间 t 的函数:

$$v_T(t, l) = \frac{KBQ^{a/3} e^{-\eta t} (l + R_1) \sin(2\pi f t + \theta)}{[(l + R_1)^2 + R_2^2]^{(1+\alpha)/2}} \quad (12)$$

任一垂直于主控结构面截面水质点的运动实际为加速度为 g 的减速运动,则任一截面对水体高度的贡献为:

$$H(t, l) = v_T^2(l) / (2g) \quad (13)$$

对于式(13),时间 t 与变量 l 是相互独立的,因此对 l 进行积分得到某一时刻裂隙水上升垂直高度为:

$$\Delta H = \int_0^l H(t, l) dl = \int_0^l v_T^2(t, l) / (2g) dl \quad (14)$$

整理得:

$$\Delta H = \int_0^l \frac{K^2 B^2 Q^{2\alpha/3} e^{-2\eta t} (l + R_1)^2 \sin^2(2\pi f t + \theta)}{2g [(l + R_1)^2 + R_2^2]^{1+\alpha}} dl \quad (15)$$

则裂隙水上升后任意主控结构面上一点的静水压力峰值为:

$$p_w = p_1 + \rho_w g \Delta H = \gamma_w (e_1 - l \sin \beta + \Delta H) \quad (16)$$

式中: p_1 ——原静水压力, kPa; γ_w ——水的重度, kN/m³; e_1 ——裂隙水压力高度, m, 天然状态下取主控结构面竖直长度的 1/3, 暴雨状态取 2/3^[4]。

2.4 动水总压力计算

爆破动力作用的动水冲击压力包括原裂隙静水压力 p_1 、裂隙水增加高度引起的压力 $\gamma_w \Delta H$ 以及动水冲击压力 p_c , 则主控结构面上任意一点在任一时刻的总压力为:

$$p = p_1 + \gamma_w \Delta H + p_c \quad (17)$$

3 算例分析

3.1 望霞危岩工程概况

望霞危岩发育于重庆市巫山县, 位于巫峡北岸坡顶陡崖部位。危岩顶部高程为 1220~1230 m, 底部高程为 1137~1147 m, 危岩高度 70~75 m, 长度约 120 m, 平均厚度 30~35 m, 危岩体总体积约 $40 \times 10^4 \text{ m}^3$, 为大型危岩。根据现场勘测结果, 可将望霞危岩分为 W1、W2-1、W2-2 以及楔形体等 4 个危岩体, 其中 W2-1 危岩体(图 3)是本文的分析对象。W2-1 危岩体为灰岩, 下覆基座为泥岩, 基座靠临空面一侧受危岩挤压作用已发生局部压剪破坏, 同时推挤崖脚公路路基。在上覆危岩自重作用下, 基座塑性变形将进一步积累, 将导致基座压剪破坏, 危岩体将发生转移失稳。

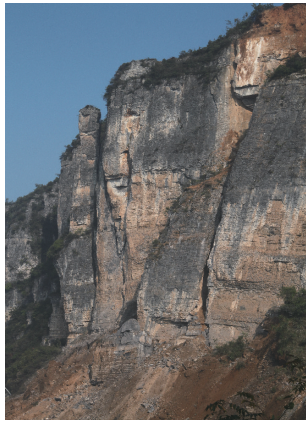


图 3 W2-1 危岩体
Fig.3 Perilous rock W2-1

危岩体 W2-1 几何特征见表 2。经过勘测与设计, 采用削顶减载治理望霞危岩 W2-1, 采用台阶浅孔爆破方法, 药卷直径 45 mm, 深度 3 m, 台阶高度 2.5 m。爆破过程中产生的动力将作用于裂隙水体, 产生动水冲击压力, 可能导致危岩体失稳崩塌。

3.2 裂隙动水冲击压力计算与分析

爆源中心在高程 1905 m 爆破台阶上(图 4), 经

表 2 W2-1 危岩体几何参数

危岩编号	危岩体几何特征			
	体积 V/m^3	高度 H/m	结构面切割深度 e/m	结构面倾角 $\beta/(\text{°})$
W2-1	3430.76	102.40	10.00	85

危岩体削顶减载现场监测^[15], 衰减参数为 $K=254.6$, $\alpha=2.038$, 而时间衰减指数暂无监测数据, 取 $\eta=10$ 。将参数代入式(17)分别计算任意时刻裂隙最底端动水总压力(图 5)以及时间 $t=0.02 \text{ s}$ 时沿裂隙长度 $l=3.33 \text{ m}$ 变化的动水冲击压力值(图 6)。

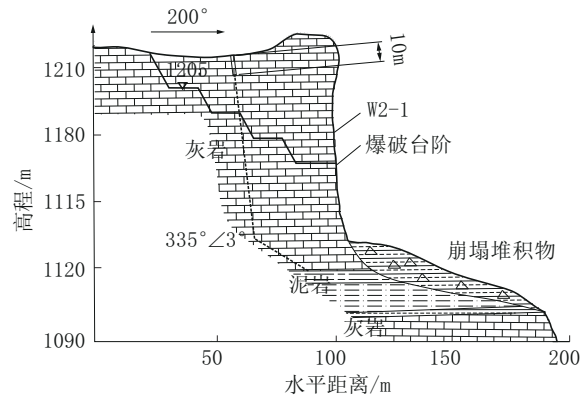


图 4 W2-1 危岩体剖面
Fig.4 Profile map of perilous rock W2-1

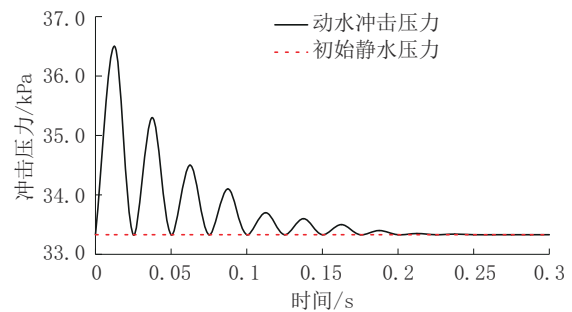


图 5 裂隙最底端动水冲击压力值
Fig.5 Dynamic water pressure value of the bottom fissure

如图 5 所示, 裂隙最底端的初始静水压力值 $p_1=33.33 \text{ kPa}$, 总动水冲击压力变化幅度随着时间依次递减, $t=0.2\sim 0.25 \text{ s}$ 时动水冲击压力基本无变化, 爆破动力对裂隙水体作用消失。图 5 中最大动水冲击压力值为 36.5 kPa , 增幅为 9.64% , 爆破动力对危岩裂隙水体影响显著。图 6 为时间 $t=0.02 \text{ s}$ 时裂隙方向的动水冲击压力值变化, 从图中可知沿裂

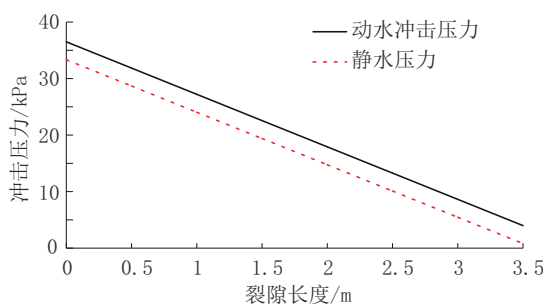


图6 时间 $t=0.02$ s时沿裂隙方向的动水冲击压力峰值

Fig.6 Dynamic water pressure value along the direction of the fissure at 0.02 s

隙方向的动水冲击压力增加幅值为3.3 kPa,增加幅度为9.91%,对裂隙水压的动力作用影响显著。

4 结论

(1)基于危岩体裂隙水体爆破动力考虑,建立了裂隙水体动力模型,将裂隙水动水冲击压力的形成归结于爆破动力对裂隙水体不断施加初始速度,经过理论推导得出垂直于主控结构面的动水冲击压力公式以及沿裂隙方向的裂隙水增加幅值,最终给出爆破动力作用下裂隙水的动水冲击压力变化表达式。

(2)以望霞W2-1危岩体为例,计算分析得出爆破动力对裂隙水体作用时间为0.2~0.25 s;爆破动力作用下裂隙水体压力增加近10%,对危岩体裂隙水体压力影响显著。

参考文献(References):

- [1] 唐红梅,陈洪凯.危岩裂隙水压力修正计算方法[J].中国地质灾害与防治学报,2008,19(4):86-90.
TANG Hongmei, CHEN Hongkai. Revised method of water pressure in control fissure of perilous rockmass [J]. 2008,19(4):86-90.
- [2] 陈洪凯,唐红梅,王林峰,等.危岩崩塌演化理论及应用[M].北京:科学出版社,2009.
CHEN Hongkai, TANG Hongmei, WANG Linfeng, et al. Unstable Rock Collapse's Evolution Theory and Application [M]. Beijing: Science Press, 2009.
- [3] Chen Hongkai, Tang Hongmei, Ye Siqiao. Damage model of control fissure in perilous rock [J]. Applied Mathematics and Mechanics, 2006,7(27):967-974.
- [4] DB 50/5029—2004,地质灾害防治工程设计规范[S].
DB 50/5029—2004, Design standard of geological disaster prevention and control[S].
- [5] DB 50/143—2003,地质灾害防治工程勘察规范[S].
DB 50/143—2003, Survey standard of geological disaster prevention and control[S].
- [6] 罗声,许模,康小兵.考虑动水冲击压力的裂隙岩体裂纹扩展机

- 理研究及应用[J].南水北调与水利科技,2015,13(4):726-728.
LUO Sheng, XU Mo, KANG Xiaobing. Research on crack expanding mechanism of fractured rock tunnel with surge pressure [J]. South-to-North Water Transfers and Water Science & Technology, 2015,13(4):726-728.
- [7] 柴军瑞.考虑渗透动水冲击压力时等效连续岩体渗流场与应力场耦合分析的数学模型[J].工程科学与技术,2001,33(6):14-17.
CHAI Junrui. Mathematical model for coupled seepage and stress fields in rock mass of equivalent continuum by considering surge seepage pressure [J]. Advanced Engineering Sciences, 2001,33(6):14-17.
- [8] 梁尧箴.裂隙岩体中的渗流与岩体变形[J].岩土力学,1988,9(3):53-58.
LIANG Yaochi. Seepage and deformation of fractured rock mass [J]. Rock and Soil Mechanics, 1988,9(3):53-58.
- [9] 汤连生,张鹏程,王洋.水作用下岩体断裂强度探讨[J].岩石力学与工程学报,2004,23(19):3337-3341.
TANG Liansheng, ZHANG Pengcheng, WANG Yang. On fracture strength of rocks with cracks under water action [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004,23(19):3337-3341.
- [10] 张海波.动、静荷载作用下不同倾角裂隙岩体力学性能试验模拟研究[D].南京:河海大学,2007.
ZHANG Haibo. Experimental research on mechanical characteristics of fractured rock mass with different inclined angle under dynamic and static loads [D]. Nanjing: Hohai University, 2007.
- [11] SL 378—2007,水工建筑物地下开挖工程施工规范[S].
SL 378—2007, Construction specifications on underground excavation engineering of hydraulic structures[S].
- [12] 陈洪凯,周云涛,唐红梅.基于时程分析的滑塌式危岩清除爆破动力稳定性计算方法[J].振动与冲击,2014,33(15):31-34.
CHEN Hongkai, ZHOU Yuntao, TANG Hongmei. Dynamic stability calculation method of unstable sliding rock under excavation blasting based on the time history analysis [J]. Journal of Vibration and Shock, 2014,33(15):31-34.
- [13] 钟冬望,吴亮,韩芳,等.爆破载荷下岩质边坡动力响应及控制[M].科学出版社,2011.
ZHONG Dongwang, WU Liang, HAN Fang, et al. Dynamic response and control of rock slope under blasting load [M]. Science Press, 2011.
- [14] 王玉杰,陈先锋,彭天浩.浅析岩石夹层对爆破效果的影响[J].岩石力学与工程学报,2004,23(8):1385-1387.
WANG Yujie, CHEN Xianfeng, PENG Tianhao. Analysis on influence of rock interlayer on blasting [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004,23(8):1385-1387.
- [15] 苗高建,周传波,张志华,等.三峡库区望霞危岩体削方爆破振动测试分析[J].爆破,2012,29(3):131-134.
MIAO Gaojian, ZHOU Chuanbo, ZHANG Zhihua, et al. Vibration measurement and analysis of Wangxia dangerous rock mass blasting in Three Gorges Reservoir [J]. Blasting, 2012,29(3):131-134.

(编辑 王文)