

DOI: 10.11883/bzycj-2018-0337

# 时程稳定性系数确定的边坡逐孔起爆 孔间微差降振时间\*

周文海<sup>1</sup>, 梁 瑞<sup>1</sup>, 陈金林<sup>1</sup>, 朱 冕<sup>1</sup>, 陈鹏辉<sup>2</sup>, 楼晓明<sup>3</sup>, 王敦繁<sup>4</sup>

(1. 兰州理工大学石油化工学院, 甘肃 兰州 730050;

2. 紫金矿业集团股份有限公司紫金山金铜矿, 福建 龙岩 364200;

3. 福州大学爆炸技术研究所, 福建 福州 350116;

4. 浙江大学海洋学院, 浙江 舟山 316021)

**摘要:** 为了获得边坡逐孔爆破最佳降振微差时间, 以某个实际边坡逐孔微差爆破施工现场为原型, 先利用 ANSYS 建立二维静态模型, 借助有限元折减法确定自然状态下的潜在滑动面和静态安全系数; 基于已确定的二维潜在滑动面重新建立同尺寸同性质的三维逐孔微差爆破动态模型, 利用 LS-DYAN 进行动力分析, 整个过程分别设置同排 3 个炮孔 0、17、25、42 和 65 ms 等 5 种不同孔间微差起爆方式; 同时, 对该施工现场进行排、孔间 (25 ms, 17 ms)、(25 ms, 25 ms)、(25 ms, 42 ms)、(25 ms, 65 ms) 等 4 种微差时间控制的等比例相似小炮测振实验。提取模拟结果中 3 个炮孔同时起爆时滑面单元的应力数值代入极限平衡法计算公式, 绘制了冲击载荷作用下边坡稳定性系数曲线, 通过对曲线的理论分析发现, 最佳降振微差时间约为 48 ms; 而三维数值模拟和测振实验结果均显示, 孔间微差时间取 42 ms 时降振效果更佳。这说明, 边坡稳定性系数曲线给出的微差时间与模拟和实验结果较为接近, 可为今后边坡逐孔微差爆破降振研究提供参考。

**关键词:** 冲击载荷; 微差时间; 边坡稳定性; 安全系数; 时程分析

中图分类号: O389; TU45 国标学科代码: 13035 文献标志码: A

选取合理的台阶逐孔微差爆破延期时间, 可以降低地表质点振动, 改善爆破质量, 节省工程投入成本; 自 20 世纪中叶, 通过控制微差时间降低爆破振动危害和改善爆破质量方面有了大量科学研究<sup>[1]</sup>。田振农等<sup>[2]</sup>采用时-频分析方法, 对隧道微差爆破振动的一般特征进行了研究, 发现: 由于雷管段数的限制, 起爆网络经常被分成几个时段, 造成振动波无规律叠加, 以至出现多个峰值现象; 但是如果技术措施合理, 能使爆破振动速度峰值显著降低, 在此基础上根据雷管起爆延时精度高的特点并借鉴干扰减振的思路, 提出的错相减振机理, 对微差起爆振动效应起到了有效控制。Johansson 等<sup>[3]</sup>通过微差控制小炮实验对孔间冲击波相互作用进行研究, 通过大量研究数据表明, 微差时间选取 (0~1.1  $W$  ms) 时降振效果明显优于 2  $W$  ms 及以上, 其中  $W$  为最小抵抗线 (单位为 m)。龚敏等<sup>[4]</sup>以南方某城市隧道工程为背景, 进行现场单孔单自由面爆破实验, 获得不同药量-微差时间振动曲线, 再利用 MATLAB 程序, 根据每段不同延时范围, 将两单孔曲线按相邻段起爆的多个微差间隔进行不同振动叠加, 选择其中最大振速的合成曲线与单孔振动曲线按下一相邻孔的微差间隔进行新的振动合成, 最终得到微差掏槽爆破后的累积叠加曲线, 以此与现场实测振动曲线比较, 得出微差起爆间隔较大的合成振速并不一定比小间隔起爆的振速小, 合成振速是否超标取决于起爆药量 (或相应振动曲线)、微差间隔时间、规定振速值三者的量化关系。Anderson 等<sup>[5]</sup>运用统计分析理论, 对大量微差爆破工程实例资料进行分析研究, 最终利用灰度图反演了微差时间与振动波主频之间关系, 以此划分出了不同微差时间对于地表振动的影响程度和范围。

\* 收稿日期: 2018-09-03; 修回日期: 2019-04-07

基金项目: 国家自然科学基金 (51566010); 甘肃省自然科学基金 (B061709)

第一作者: 周文海 (1989—), 男, 硕士, 讲师, 18394499554@139.com;

通信作者: 梁 瑞 (1968—), 男, 博士, 教授, liangr@lut.cn。

杨年华等<sup>[6]</sup>将现场试爆单孔药包引起的振动波作为基波,按照不同比药量的比例系数对基波进行折算得到实际施工振动波谱,然后按不同微差时间利用振动波线性叠加理论对折算后的振动波谱合成,以此达到对峰值振动强度预测和对最佳微差时间进行判定的目的。本文中,先通过有限元法确定自然状态下二维边坡潜在滑动面以及静态安全系数,再基于二维静力模型重新建立三维爆破模型,反演冲击载荷作用下潜在滑动面受力情况,并提取相应的滑面单元应力数值,结合传统极限平衡法绘制出冲击载荷作用下边坡稳定性系数曲线,最终确定出最佳孔间降振微差时间。

## 1 冲击载荷作用下安全系数计算方法

通常有两种方法用于边坡稳定性分析,一种为极限平衡法,另一种则是有限元法。极限平衡法将滑体看作理想塑性材料的均质刚性体,计算过程对边界条件大大简化,且完全不考虑岩土体本身应力-应变关系,因而很难真实反映边坡失稳状态下位移场和应力场的变化情况;而有限元法则考虑了岩土体应力-应变关系,且不需要预先设定滑动面,能够真实有效地反映岩土体边坡失稳状态。因此,本文中先利用有限元法确定潜在滑动面,提取滑动面单元上的应力 $\sigma_x$ 、 $\sigma_y$ 、 $\tau_{xy}$ ,再结合极限平衡法求得边坡体在冲击载荷下的动力稳定性系数,如图 1 所示。

极限平衡法以摩尔-库伦抗剪强度理论为基础,对潜在滑动面进行条块划分,在各条块上建立平衡方程,将潜在滑动面上抗滑力和滑动力的比值 $f$ 与定义为安全系数:

$$f = \frac{\tau_f}{\tau} \quad (1)$$

式中: $\tau_f$ 为岩土体抗剪强度; $\tau$ 为岩土体剪应力。

运用有限元法确定潜在滑动面时需要定义岩土体本构模型,而 ANSYS 程序中自带多种屈服破坏准则,岩土体材料通常选用摩尔-库伦准则或广义米塞斯准则(D-P 准则)<sup>[7]</sup>。在考虑静水压力情况下,将米塞斯准则进行推广就转换成 D-P 准则:

$$F = \alpha I_1 + \sqrt{J_2} = k \quad (2)$$

$$I_1 = \sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3 \quad (3)$$

$$J_2 = \frac{1}{6} [(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_1 - \sigma_3)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2] \quad (4)$$

式中: $\sigma_1$ 、 $\sigma_2$ 、 $\sigma_3$ 分别为第一、二、三主应力; $I_1$ 为应力张量第一不变量; $J_2$ 为应力偏张量第二不变量; $\alpha$ 、 $k$ 为模型材料与内摩擦角 $\varphi'$ 和凝聚力 $c'$ 相关系数。

基于有限元计算结果,可提取滑面单元上的应力 $\sigma_x$ 、 $\sigma_y$ 、 $\tau_{xy}$ 。切向应力 $\tau$ 和法向应力 $\sigma_n$ 为:

$$\tau = \frac{1}{2} (\sigma_y - \sigma_x) \sin(2\alpha) + \tau_{xy} \cos(2\alpha) \quad (5)$$

$$\sigma_n = \sigma_x \sin^2 \alpha + \sigma_y \cos^2 \alpha - \tau_{xy} \sin(2\alpha) \quad (6)$$

式中: $\alpha$ 为 $x$ 轴与所求滑面单元切线方向夹角。

由摩尔-库伦准则,可得所求滑面单元抗剪强度为:

$$\tau_f = c' + \sigma_n' \tan \varphi' \quad (7)$$

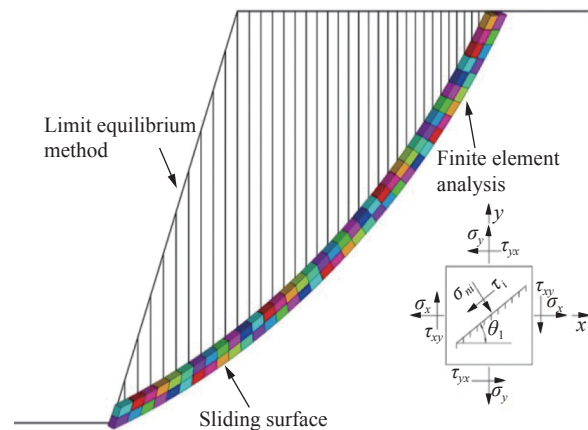


图 1 有限元法和极限平衡法

Fig. 1 FEM and limit equilibrium method

式中:  $c'$  为岩土体凝聚力;  $\varphi'$  为岩土体内摩擦角。

将整个边坡潜在滑动面单元按式(1)进行积分运算, 可得边坡整体安全系数公式为:

$$f = \frac{\tau_f}{\tau} = \frac{\int (c' + \sigma'_n \tan \varphi') dl}{\int \tau dl} \quad (8)$$

式中:  $l$  为潜在滑坡面弧段长度。

## 2 按实体模型进行数值模拟

### 2.1 按实体模型建模

以西北某露天采场临时边坡为原型进行数值模拟, 建模所用材料参数以爆破施工现场的具体情况为准。其中, 模拟过程所采用的岩石力学性能源于该矿区地质资料中的爆区附近采样点数据, 爆破工艺参数和模型尺寸与施工情况一致, 其边坡高度 24 m, 坡面角  $70^\circ$ , 孔径 150 mm, 孔深 14 m, 堵塞长度 5 m, 底盘抵抗线根据钻孔作业安全条件  $W = H \cot \alpha + B$  以台阶高度 12 m 来设计, 取  $W=7$  m ( $H$  为台阶高度、 $\alpha$  为台阶坡面角;  $B$  为钻孔中心至坡顶线安全距离取 2.5 m), 孔排间距选用 5 m $\times$ 6 m 的孔网参数。岩石材料选取典型的弹塑性材料, 即采用 MAT\_PLASTIC\_KINEMATIC 模型; 堵塞物选用土壤材料 MAT\_SOIL\_AND\_FOAM 模型; 炸药选取 2# 岩石乳化炸药, 其材料类型为 HIGH\_EXPLOSIVE\_BURN, 炸药状态方程选取不考虑炸药产物成分的 EOS\_JWL 方程。为提高模拟运算效率, 在不影响计算精度和分析结果的基础上: 首先通过 ANSYS 软件建立自然状态下二维实体边坡静力模型, 运用有限元折减法确定潜在滑动面; 然后依据二维静力模型, 重新建立同性质同尺寸的三维爆破模型, 通过 LS-DYNA 软件进行逐孔微差爆破动力分析; 整个模拟过程所用爆破参数、岩石力学参数和边坡结构参数按照现场实际取值。模拟过程炸药爆炸时的 JWL 状态方程<sup>[8]</sup>为:

$$p = A \left( 1 - \frac{\omega}{RV} \right) e^{-R_1 V} + B \left( 1 - \frac{\omega}{RV} \right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E}{V} \quad (9)$$

式中:  $A$ 、 $B$ 、 $R_1$ 、 $R_2$ 、 $\omega$  为材料常数,  $p$  为压力,  $V$  为相对体积,  $E$  为初始比内能。

岩石主要力学参数分别为: 岩土密度为 2.78 g/cm<sup>3</sup>, 弹性模量  $E=18.23$  GPa, 抗压强度  $\sigma_0=76.2$  MPa, 泊松比  $\mu=0.23$ , 内聚力为 17.6 MPa, 内摩擦角  $\phi=33^\circ 36'$ 。炸药主要参数分别为: 密度为 0.95 g/cm<sup>3</sup>, 爆速为 3.6 km/s, 爆轰压力为 3.61 GPa,  $A=47.6$  GPa,  $B=529$  MPa,  $R_1=3.5$ ,  $R_2=0.9$ ,  $E=4.5$  GPa,  $V_0=1$  cm<sup>3</sup>。

郑颖人等<sup>[7]</sup>、Griffiths 等<sup>[9]</sup> 通过对比研究指出, 有限元模拟时模型边界范围取值对于计算结果的影响较极限平衡法更敏感, 且给出较理想的模型范围取值为: 边坡上下边界高度应超出坡高 2 倍以上, 右边界距坡顶线距离取坡高 2.5 倍左右长度, 左边界距坡脚处距离取坡高 1.5 倍左右长度; 因此, 将三维实体边坡模型进行拓展, 上下边界取 50 m, 左边界距坡脚距离取 36 m, 右边界距坡顶线距离取 60 m, 边坡厚度取 50 m, 模型三维示意图和参数平面图如图 2~3 所示。

### 2.2 单元类型选取、网格划分及施加载荷

二维建模采用四节点的 PLANE82 单元和理想弹塑性模型 (D-P 模型); 三维建模静力分析时采用

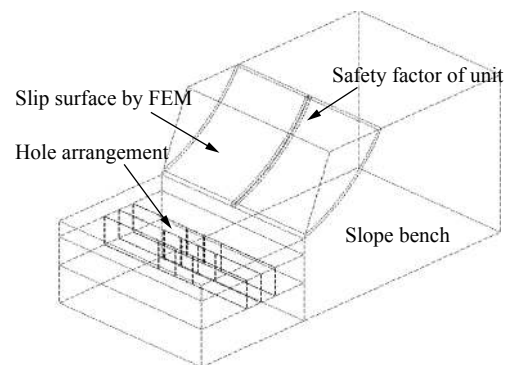


图 2 三维有限元计算模型

Fig. 2 3D finite element model of slope

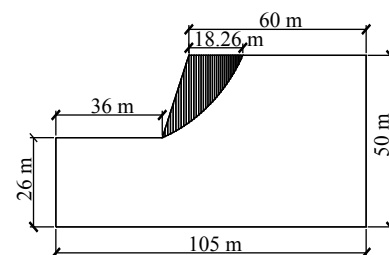


图 3 模型参数

Fig. 3 Model parameters

八节点隐式实体单元 SOLID 185, 动力分析时采用显示分析和八节点 SOLID 164 实体单元, 材料定义为理想弹塑性模型。模型网格划分严格按照二维状态四边形、三维状态六面体进行, 二维、三维模型划分单元数分别为 4 521 和 170 958。在施加约束和载荷方面: 二维模型边坡面和顶部定义为自由边界, 左右边界面施加位移约束, 运算过程一直保持重力加载; 三维模型边坡面和顶部同样定义为自由边界, 其余均为透射边界, 运算过程保持动力松弛加载预应力且全程施加重力载荷。二维、三维网格划分如图 4~5 所示。

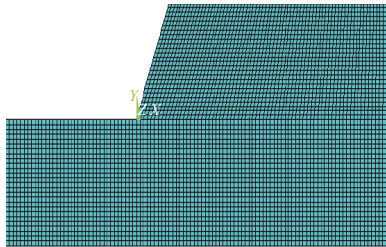


图 4 二维模型网格划分

Fig. 4 Mesh generation of 2D

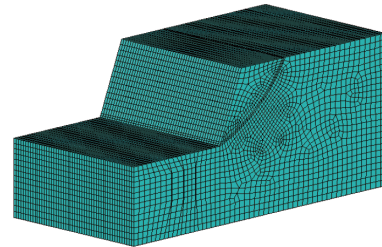


图 5 三维模型网格划分

Fig. 5 Mesh generation of 3D

### 2.3 自然状态下静态安全系数的确定

采用强度折减法判定边坡是否失稳的充要条件为: 滑动面贯通于塑性应变区、滑动面上节点位移或塑性应变发生突变、有限元方程组无解且计算结果不收敛<sup>[10-15]</sup>。依据有限元强度折减原理, 先选取初始折减系数为 1, 将岩土体强度参数(内摩擦角、黏聚力)进行折减, 当第 8 次折减运算时( $f=2.750$ ), 潜在滑动面处于临界破坏状态, 直到安全系数取 $f=2.780$ 时滑动面上节点位移发生突变且贯通于塑性应变区, 有限元计算结果不收敛。具体塑性应变如图 6 所示, 折减过程参数变化见表 1。

将强度折减法计算得到的潜在滑动面按照传统极限平衡法进行条块划分, 并且计算条块滑弧每个单元长度和滑弧面上的切线与  $x$  轴的夹角  $\theta$ , 进行边坡稳定性验证分析。通过计算分析发现: 二维有限元临界安全系数为 2.750, 三维有限元临界安全系数为 2.610; 传统极限平衡法中瑞典条分法确定的临界安全系数为 2.525, 简化 Bishop 法确定的临界安全系数为 2.505, Janbu 确定的临界安全系数为 2.679。因此, 有限元法确定的临界安全系数与传统极限平衡法确定的临界安全系数相对误差在 8% 以内, 计算结果较接近。各计算方式得到的安全系数见表 2。

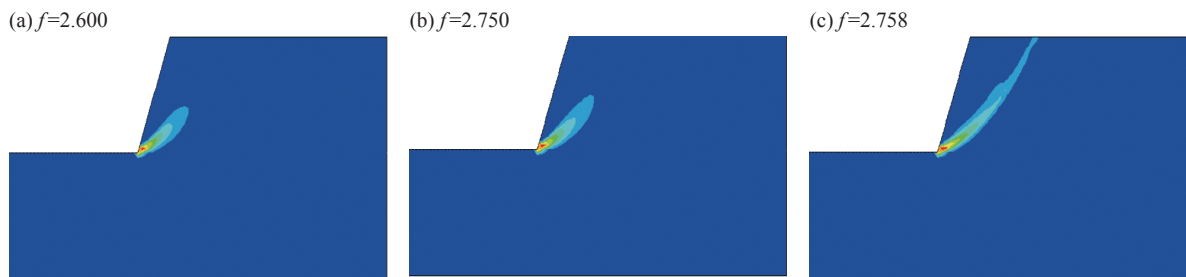


图 6 塑性区域分布

Fig. 6 Plastic regional distribution

表 1 折减算法

Table 1 Strength reduction method

材料	凝聚力/kPa	$\tan\phi$	内摩擦角 $\phi$ (°)	安全系数	状态
MAT1	220	0.358 7	20.550	1	收敛
MAT2	110	0.179 3	10.275	2	收敛
⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮
MAT8	80.0	0.130 4	7.473	2.75	收敛(塑性已经贯通)
MAT9	7.91	0.129 0	7.392	2.78	不收敛

表 2 各种计算方式的安全系数

Table 2 Safety factor for each calculation method

计算方法	安全系数分析方法	安全系数
极限平衡法	Circle slip method	2.525
	Bishop	2.505
	Janbu	2.679
有限元法	Strength reduction FEM(2D)	2.750
	Dynamic FEM(3D and $t=0$ )	2.610



### 2.4 冲击载荷作用下动态安全系数的确定

根据二维模型得到的边坡滑动面, 依据同等尺寸重新建立同等条件下的三维逐孔微差爆破模型, 将边坡潜在滑坡弧面进行等长条分, 取三维台阶中间剖面进行网格细分, 共等分为 37 个单元; 台阶面同排设置 3 个炮孔微差起爆, 孔间微差时间分别取 0、17、25、42 和 65 ms, 如图 1~2 所示。利用 ANSYS 软件进行显式-隐式转换, 通过动力松弛分析, 得到边坡在重力作用下的原始应力场; 将 ANSYS 隐式求解结果导出的动力松弛文件导入 LS-DYNA 中进行后续动力分析, 3 个炮孔同时起爆某个时刻三维应力云分布如图 7 所示。

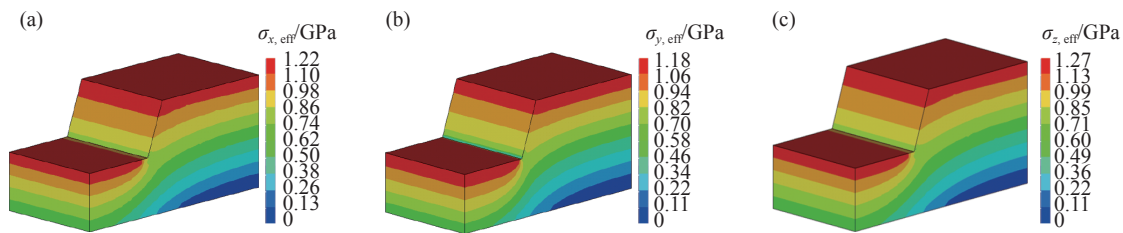


图 7 应力分布

Fig. 7 Stress distribution

对 3 个炮孔同时起爆过程中模型质点的应力、位移进行分析, 发现: 起爆初期炮孔壁压力急剧增大, 最大值可达 1.36 GPa, 直到约 60 ms 孔壁压力基本趋于稳定, 孔壁单元应力明显高于坡面应力; 坡脚处出现应力集中现象, 应力明显高于其他质点, 但应力集中效应瞬间消失后趋于稳定。坡顶质点位移波动幅值高于坡面和坡脚位移约 3 倍, 坡顶位移波动幅值分布于  $-0.35 \sim 0.25$  cm, 这主要是应力波在自由面处的反射拉伸作用和尖端放大效应所致。

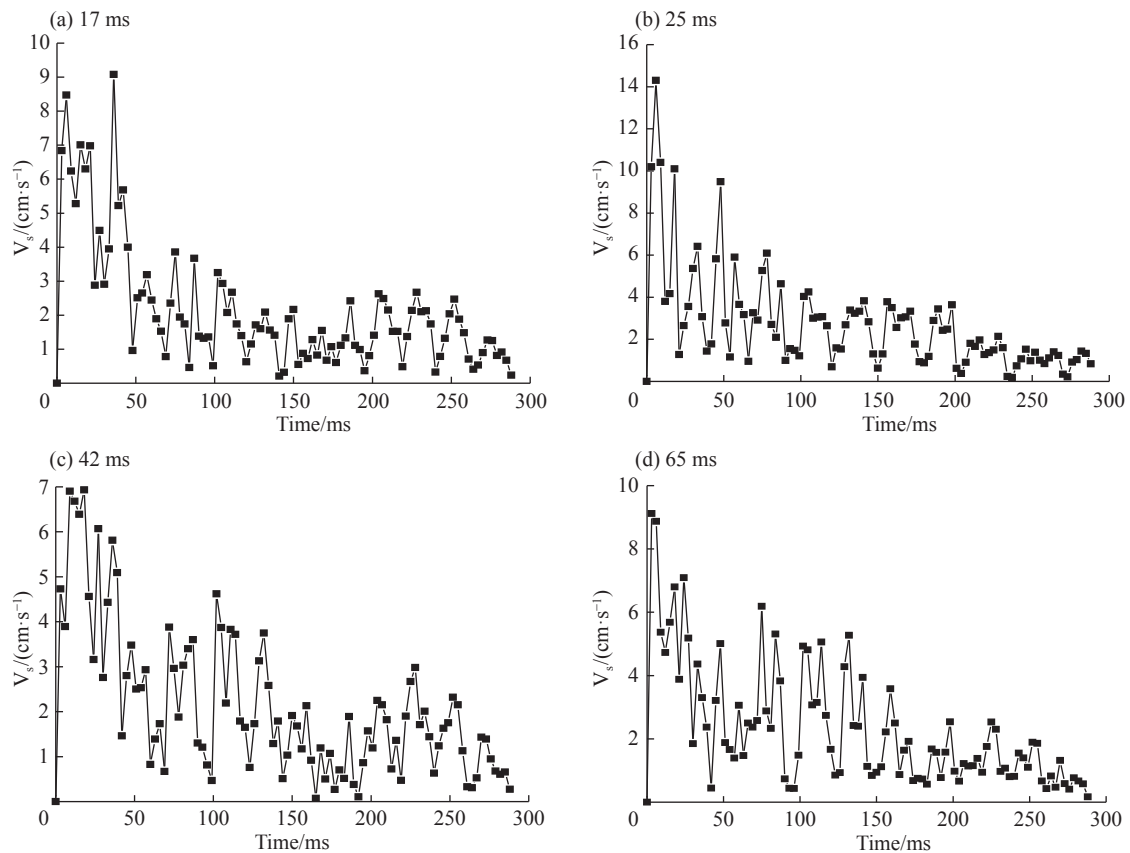


图 8 微差起爆合速度衰减规律

Fig. 8 Resultant velocity attenuation regularity of millisecond detonating

依据楼晓明等<sup>[16]</sup>提出的逐孔微差爆破振动波峰值合速度-位移分布特征理论,可将爆破振动过程中地表质点三轴振动峰值合速度,  $V_{s,max}$  作为地表质点振动大小判据;因而在滑坡弧中间剖面提取其中某个单元观测其合速度  $V_s$  变化规律,通过观察发现 17、25、42 和 65 ms 不同孔间微差延期起爆时对应的  $V_{s,max}$  分别为 9.08、14.3、6.93 和 9.12 cm/s,说明选用 42 ms 孔间微差延期起爆时间能够起到更好的降振效果。4 种微差起爆  $V_s$  衰减规律如图 8 所示。

### 2.5 安全系数曲线确定微差时间

利用后处理软件提取 3 个炮孔同时起爆时滑面单元爆炸过程中的应力  $\sigma_x$ 、 $\sigma_y$ 、 $\tau_{xy}$ ; 在 1~300 ms 运算时间段内,每隔 3 ms 输出一次,共计 100 组数据,利用式(5)~(8)求解动态安全系数,并绘制出边坡稳定性系数曲线,如图 9 所示。

由图 9 可知,药包起爆后在 0~21 ms 时间段,内应力波还未集中作用于边坡潜在滑动面,只有少部分应力波抵达该部位,所以该时间段内边坡动态安全系数基本和自然状态下静态稳定性系数保持一致。随着时间推移,在爆炸冲击载荷作用下边坡动态稳定性发生较大波动,当  $t=48$  ms 时动态稳定性系数达到最大值  $f=7.623$ ,当  $t=102$  ms 时动态稳定性系数达到最小值  $f=1.375$ ,直到 240 ms 左右趋于稳定。

从先爆炸孔产生的冲击载荷集中作用于边坡潜在滑动面开始,到该潜在滑动面稳定性系数达到最大值(最稳定状态)为止,将该时间间隔步长作为后续炮孔起爆的孔间最佳降振微差时间较合理。通过本文选取的实际边坡爆破模型进行孔间同时起爆数值模拟发现,21 ms 时冲击载荷集中作用于边坡潜在滑动面,48 ms 时动态稳定性系数达到最大值;因此,对于该模型选用孔间微差爆破技术时,最佳孔间降振微差时间应为 48 ms。

## 3 测振实验选取降振微差时间

在相同露天采场临时边坡平台,进行了 4 次与模拟情况相似的等比例不同段别雷管组合的小炮爆破测振实验,4 次实验所选用的部分爆破工艺参数取值与模拟参数比约为 1:2。小炮实验的孔径 80 mm,孔深 7 m,堵塞 2.5 m,底盘抵抗线  $W=4$  m,孔排间距选用 3 m×4 m 的孔网参数,装药结构为无间隔耦合装药。4 次实验排间统一选用 3 段 25 ms 延期雷管,孔间分别采用 2、3、4、5 段雷管控制微差时间,即组成排、孔间(25 ms, 17 ms)、(25 ms, 25 ms)、(25 ms, 42 ms)、(25 ms, 65 ms)的微差起爆方式;试爆时,采用爆破测振仪对距爆区空间距离约 270 m 范围进行测振,每次测振区布置 4 个临近监测点,分别记为 A、B、C、D,测振所得峰值速度数据和 4 次监测中 A 测点合速度衰减规律见表 3 和如图 10 所示。

通过对 4 次微差试爆区 16 个测点测得的三轴峰值合速度数值分析发现:孔间选取 17 ms 微差起爆时,4 个监测点测得的峰值合速度最大值为 1.294 1 cm/s,最小值为 1.067 7 cm/s;孔间选取 25 ms 微差起爆时,4 个监测点测得的峰值合速度最大值为 1.702 1 cm/s,最小值为 1.387 8 cm/s;孔间选取 42 ms 微差起爆时,4 个监测点测得的峰值合速度最大值为 0.630 6 cm/s,最小值为 0.503 1 cm/s;孔间选取 65 ms 微差起爆时,4 个监测点测得的峰值合速度最大值为 0.943 7 cm/s,最小值为 0.865 5 cm/s。测试结果显示,孔间选取 42 ms 微差时间延期起爆时测点三轴峰值合速度幅值明显低于其他 3 种情况,依据峰值合速度-位移分布特征理论,可证实 4 种测振实验中孔间微差时间取 42 ms 时引起的地表质点振动最小。

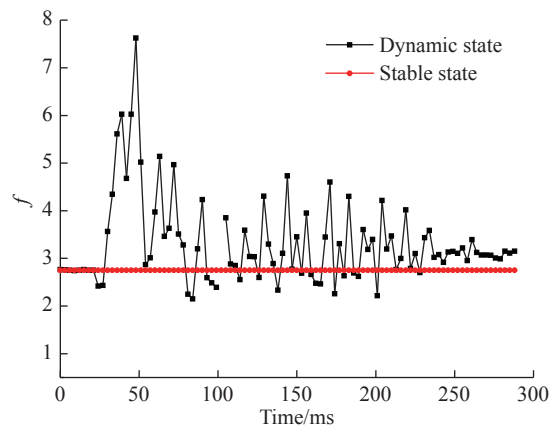


图9 边坡稳定性系数曲线

Fig. 9 Slope stability coefficient curve

表 3 不同孔间微差时间下监测点峰值速度

Table 3 Monitoring point's peak speed at different hole millisecond time

不同微差爆组	测点	$V_x/(cm \cdot s^{-1})$	$V_y/(cm \cdot s^{-1})$	$V_z/(cm \cdot s^{-1})$	$V_s/(cm \cdot s^{-1})$
(25 ms, 17 ms)	A	0.736 1	0.483 6	1.158 9	1.222 7
	B	0.719 4	0.421 1	1.203 1	1.067 7
	C	0.669 8	0.502 3	1.149 9	1.138 1
	D	0.750 2	0.469 1	1.210 1	1.294 1
(25 ms, 25 ms)	A	1.115 0	1.286 1	0.475 4	1.436 1
	B	1.036 1	1.445 1	0.365 5	1.600 2
	C	1.000 4	1.302 2	0.446 8	1.387 8
	D	1.099 7	1.510 5	0.399 3	1.702 1
(25 ms, 42 ms)	A	0.554 5	0.505 6	0.457 3	0.630 6
	B	0.606 2	0.623 2	0.429 1	0.599 2
	C	0.581 8	0.601 7	0.362 7	0.541 0
	D	0.527 9	0.503 1	0.395 1	0.503 1
(25 ms, 65 ms)	A	0.741 7	0.723 8	0.529 7	0.875 6
	B	0.689 9	0.745 2	0.669 0	0.910 1
	C	0.713 5	0.758 1	0.632 8	0.943 7
	D	0.750 8	0.795 4	0.504 3	0.865 5

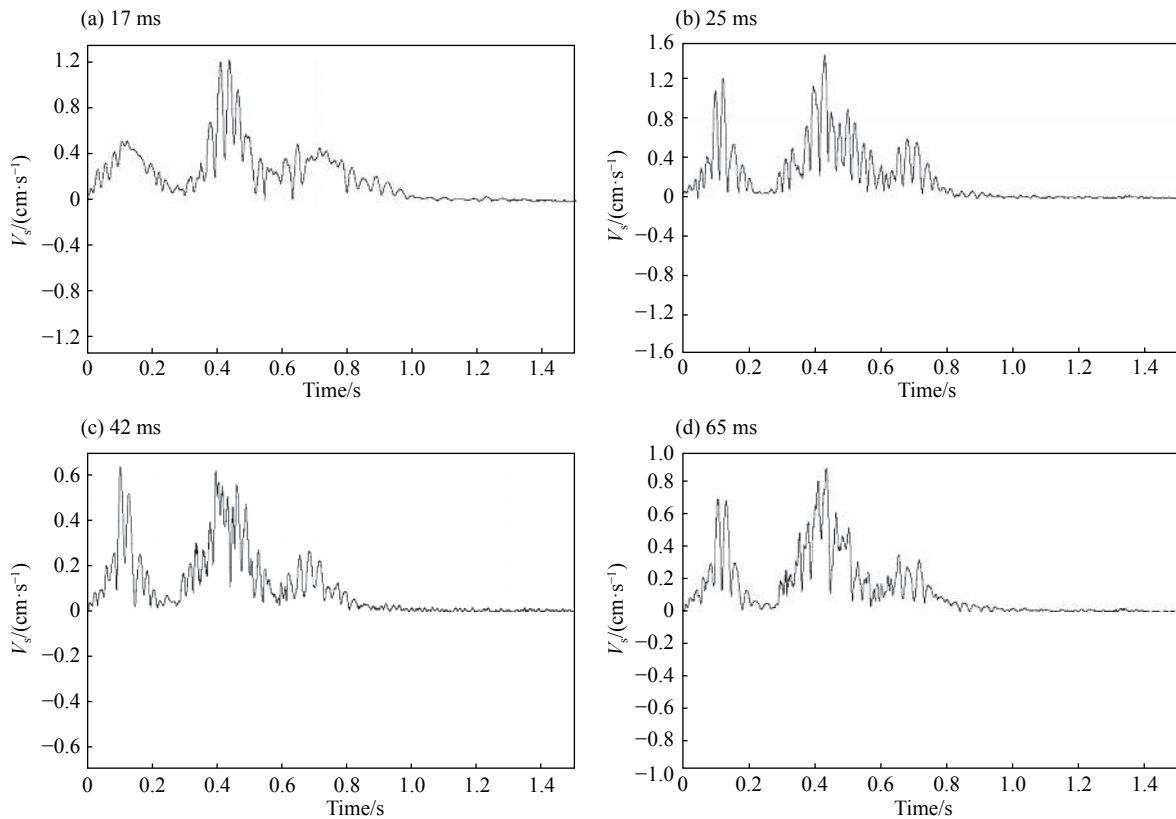


图 10 不同孔间微差起爆时测点 A 合速度衰减规律

Fig. 10 Resultant velocity attenuation regularity of measuring point A with different millisecond detonating

## 4 结 论

(1) 研究爆破施工对边坡稳定性影响时,可先运用有限元法建立二维静态边坡模型确定潜在滑动面,然后在已确定的潜在滑动面基础上建立三维爆破模型,同时采用 LS-DYNA 软件对冲击载荷作用下边坡稳定性进行动力分析。

(2) 在模拟结果中,提取冲击载荷作用下边坡滑动面单元应力,将该应力代入传统极限平衡法计算公式,绘制出边坡稳定性系数曲线;通过对该曲线分析发现,可将冲击载荷集中作用于边坡滑动面开始到该滑动面稳定性系数达到最大值之间的时间步长作为孔间最佳降振微差时间。

(3) 通过对某个实际边坡稳定性系数曲线理论分析发现,最佳降振微差时间为 48 ms,而通过不同微差时间控制的数值模拟和现场测振实验得到最佳降振微差时间为 42 ms;该理论分析结果与模拟和实验结果较接近,说明采用边坡动态稳定性系数曲线确定的最佳降振微差时间较可靠,可为类似工程项目提供理论依据。

## 参考文献:

- [1] 楼晓明,周文海,简文彬,等.基于岩石破碎机理的微差爆破最佳延时控制[J].*哈尔滨工业大学学报*,2017,49(2):158-163. DOI: 10.11918/j.issn.0367-6234.2017.02.025.  
LOU Xiaoming, ZHOU Wenhai, JIAN Wenbin, et al. Millisecond blasting optimal time delay control based on rock breaking mechanism [J]. *Journal of Harbin Institute of Technology*, 2017, 49(2): 158-163. DOI: 10.11918/j.issn.0367-6234.2017.02.025.
- [2] 田振农,孟祥栋,王国欣.城区隧道电子雷管起爆错相减震机理分析[J].*振动与冲击*,2012,31(21):108-111. DOI: 10.3969/j.issn.1000-3835.2012.21.022.  
TIAN Zhenong, MENG Xiangdong, WANG Guoxin. Mechanism analysis of fault-phase vibration reduction for tunnel blasting initiated by electronic detonators in city area [J]. *Journal of Vibration and Shock*, 2012, 31(21): 108-111. DOI: 10.3969/j.issn.1000-3835.2012.21.022.
- [3] JOHANSSON D, OUCHTERLONY F. Shock wave interactions in rock blasting: the use of short delays to improve fragmentation in model-scale [J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2013, 46(1): 1-8.
- [4] 龚敏,陈哲,吴昊骏,等.掏槽药量与起爆时差的关系对隧道爆破合成振速的影响[J].*应用基础与工程科学学报*,2016,24(6):1110-1124. DOI: 10.16058/j.issn.1005-0930.2016.06.004.  
GONG Min, CHEN Zhe, WU Haojun, et al. Influence of correlation between cut blasting charge and detonating interval time on superposition vibration velocity caused by millisecond blasting in tunnel [J]. *Journal of Basic Science and Engineering*, 2016, 24(6): 1110-1124. DOI: 10.16058/j.issn.1005-0930.2016.06.004.
- [5] ANDERSON D A, WINZER S R, RITTER A P. On computer-aided seismic analysis and discrimination [C] // Proceedings of 3rd International Symposium. Washington DC: 1987: 247-261.
- [6] 杨年华,张乐.爆破振动波叠加数值预测方法[J].*爆炸与冲击*,2012,32(1):84-90. DOI: 10.11883/1001-1455(2012)02-0084-07.  
YANG Nianhua, ZHANG Le. Blasting vibration waveform prediction method based on superposition principle [J]. *Explosion and Shock Waves*, 2012, 32(1): 84-90. DOI: 10.11883/1001-1455(2012)02-0084-07.
- [7] 郑颖人,赵尚毅.有限元强度折减法在土坡与岩坡中的应用[J].*岩石力学与工程学报*,2004,23(19):3381-3388.  
ZHENG Yingren, ZHAO Shangyi. Application of strength reduction fem in soil and rock slope [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2004, 23(19): 3381-3388.
- [8] 赵铮,陶钢,杜长星.爆轰产物 JWL 状态方程应用研究[J].*高压物理学报*,2009,23(4):277-282.  
ZHAO Zheng, TAO Gang, DU Changxing. Application research on JWL equation of state of detonation products [J]. *Chinese Journal of High Pressure Physics*, 2009, 23(4): 277-282.
- [9] GRIFFITHS D V, MARQUEZ R M. Three-dimensional slope stability analysis by elasto-plastic finite elements [J]. *Geotechnique*, 2007, 57(6): 537-546.
- [10] 赵尚毅,郑颖人,张玉芳.有限元强度折减法中边坡失稳的判据探讨[J].*岩土力学*,2005,26(2):332-336. DOI: 10.3969/j.issn.1000-7598.2005.02.035.  
ZHAO Shangyi, ZHENG Yingren, ZHANG Yufang. Study on slope failure criterion in strength reduction finite element



- method [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2005, 26(2): 332–336. DOI: 10.3969/j.issn.1000-7598.2005.02.035.
- [11] SLOAN S W. Geotechnical stability analysis [J]. *Geotechnique*, 2013, 63(7): 531–572.
- [12] 刘柞秋, 周翠英, 董立国, 等. 边坡稳定及加固分析的有限元强度折减法 [J]. *岩土力学*, 2005, 26(4): 558–561. DOI: 10.3969/j.issn.1000-7598.2005.04.010.
- LIU Zuoqiu, ZHOU Cuiying, DONG Liguu, et al. Slope stability and strengthening analysis by strength reduction FEM [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2005, 26(4): 558–561. DOI: 10.3969/j.issn.1000-7598.2005.04.010.
- [13] Griffiths D V, Lane P A. Slope stability analysis by finite element [J]. *Geotechnique*, 1999, 49(3): 387–403.
- [14] MATSUI T, SAN K C. Finite element slope stability analysis by shear strength reduction technique [J]. *Soil and Foundation*, 1992, 32(1): 59–70.
- [15] 李红, 宫必宁, 陈琰. 有限元强度折减法边坡失稳判据 [J]. *水利与建筑工程学报*, 2007, 5(1): 79–82.
- LI Hong, GONG Bining, CHEN Yan. Study on criteria for evaluating stability of slope with fem based on shear strength reduction methods [J]. *Journal of Water Resources and Architectural Engineering*, 2007, 5(1): 79–82.
- [16] 楼晓明, 周文海, 简文彬, 等. 微差爆破振动波速度峰值-位移分布特征的延时控制 [J]. *爆炸与冲击*, 2016, 36(6): 839–846. DOI: 10.11883/1001-1455(2016)06-0839-08.
- LOU Xiaoming, ZHOU Wenhai, JIAN Wenbin, et al. Control of delay time characterized by distribution of peak velocity-displacement vibration of millisecond blasting [J]. *Explosion and Shock Waves*, 2016, 36(6): 839–846. DOI: 10.11883/1001-1455(2016)06-0839-08.

## Millisecond time for reducing vibration between two holes for slope blasting determined by stability coefficient of time history

ZHOU Wenhai<sup>1</sup>, LIANG Rui<sup>1</sup>, CHEN Jinlin<sup>1</sup>, ZHU Mian<sup>1</sup>,  
CHEN Penghui<sup>2</sup>, LOU Xiaoming<sup>3</sup>, WANG Dunfan<sup>4</sup>

(1. School of Petrochemical Technology, Lanzhou University of Technology, Lanzhou 730050, Gansu, China;

2. Zijinshan Cuproauride, Zijin Mining Group Co Ltd, Longyan 364200, Fujian, China;

3. Institute for Explosive Technology, Fuzhou University, Fuzhou 350116, Fujian, China;

4. Ocean College, Zhejiang University, Zhoushan 316021, Zhejiang, China)

**Abstract:** In the present study we found out about the optimum millisecond time for reducing vibration in hole-by-hole blasting, on the basis of an actual slope detonation work. At first we constructed a two-dimensional static model using ANSYS and determined the potential sliding surface and the static safety factor in the natural state using finite element reduction. Then we rebuilt the three-dimensional dynamic model of millisecond hole-by-hole blasting and carried out the dynamic analysis using LS-DYAN. In the whole process, we set up three holes in the same row using millisecond detonating by five differential millisecond time control of 0, 17, 25, 42 and 65 ms. At the end of the construction site, we conducted small-scale vibration tests of four millisecond time control in row holes (25 ms, 17 ms), (25 ms, 25 ms), (25 ms, 42 ms), (25 ms, 65 ms), with the stress value of the sliding surface unit during the simultaneous detonation of three holes in the simulated results taken into the formula of limit equilibrium, and drew out the time history curve of slope stability coefficient under impact loading. Analyzing the time history curve, we found that the optimum millisecond time for vibration reduction was 48 ms. Moreover, the results of three-dimensional numerical simulation and vibration test showed that the effect of vibration reduction was better when the millisecond time between holes was 42 ms. The result shows that the millisecond time, given by the slope stability coefficient, is consistent with the simulated and experimental results, which provides a reference for related research on vibration reduction of millisecond hole-by-hole blasting.

**Keywords:** impact load; millisecond delay time; slope stability; safety factor; time history analysis

(责任编辑 丁 峰)