

隧道爆破引起路基边坡振动信号的规律研究

樊祥喜^{1,4} 曹保山² 单仁亮³ 张有博² 魏海兵⁴ 宋永威³ 刘健³

(1 中建山东投资有限公司, 济南 250101; 2 中国建筑港集团有限公司, 青岛 266000; 3 中国矿业大学(北京)力学与建筑工程学院, 北京 100083; 4 中国建筑股份有限公司, 北京 100037)

摘要 为研究精细化延时控制爆破引起的边坡振动信号的规律, 文章以黑峪隧道改扩建洞口精细化控制爆破施工为工程背景, 引入等效药量、等效距离, 采用量纲分析法建立新的振速衰减公式; 基于4次实测数据, 对其进行拟合验证, 并与萨道夫斯基公式进行对比; 采用小波包分析法, 研究其振动能量的分布规律。结果表明: 传统的萨道夫斯基公式对本工程的预测误差较大, 高达27.39%, 且普遍小于实测振速, 不利于指导施工, 而改进经验公式预测误差最大为18.41%, 说明改进公式具有良好的适用性; 爆破振动能量主要集中在0~109.375 Hz范围内, 但在0~46.875 Hz范围的能量最为集中, 大于109.375 Hz的振动能量只有1%左右; 随着距离的增加, 振动能量向低频部分集中, 高频能量逐渐被岩体吸收。

关键词 隧道爆破 边坡振速 等效药量 等效距离 量纲分析法 改进萨道夫斯基公式 小波包分析法 爆破振动能量

中图分类号: U455.6; U457.6

文献标识码: A

1 引言

随着爆破施工技术在矿山、山岭隧道、地铁、水坝等工程领域的普及, 施工生产效率得以提高, 但同时也产生了一系列的环境问题, 如: 空气冲击波、飞石、噪音等, 尤其是爆破振动波对附近建(构)筑物的振动影响, 是相关学者的研究重点。国内外主要采用最大加速度、最大速度、最大位移及能量比作为监测指标, 而质点振动速度与建筑物破坏的相关性最好, 因此各国逐渐将质点振动速度作为监测标准。但爆破振动的危害是波的振速、频率及持续时间共同作用的结果, 为此, 采用小波包分析法研究实测振动信号三维时频谱特性。

目前有大量学者研究了爆破振动的高程效应, 唐海等^[1,2]以广东岭澳核电站爆破施工为工程背景, 研究了凹凸地形对爆破振动衰减规律的影响, 认为

凹凸地形对振速衰减系数具有明显的放大效应, 且具有方向性, 并通过量纲法分析了能反映高程差放大效应的振速衰减公式; 王林台等^[3]考虑了爆破夹制作用, 引入药量折减系数对药量进行修正, 研究了药量折减系数与临空面及最小抵抗线的内在联系, 发现其随着最小抵抗线的减小和临空面面积的增大而减小; 陈明等^[4]发现边坡坡面不同高程的自振频率均在爆破振动主频内, 因此台阶处的振动具有鞭梢效应。上台阶振速可能会大于下台阶振速, 说明振速具有明显的放大效应, 但没有给出其工程中高程放大效应的阈值; 白杨等^[5]基于实体模型试验, 研究发现高程放大效应与爆破区岩土表面鼓包运动有关, 同一台阶面振速衰减与鞭梢效应有关; 杨长卫等^[6]基于数值模拟、模型试验及 Hilbert-Huang 变换研究了高程放大效应, 从理论角度解释了坡体鞭梢效应的问题, 但两者均缺少现场实测数据分析; 蒋

修改稿返回日期: 2019-06-21

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(41572270); 中建股份科技研发计划(CSCEC-2017-Z-20)。

作者简介: 樊祥喜(1990-), 男, 硕士, 工程师, 主要从事地下工程及岩土工程方面领域的研究工作, E-mail: 89014309@qq.com。

通讯作者: 宋永威(1991-), 男, 博士研究生, 主要从事地下工程及岩土工程方面的研究工作, E-mail: 895027891@qq.com。

楠等^[7]采用数值模拟及现场实测研究了不同坡度的振速衰减趋势,结论是,随着坡度的增加,其振速衰减速度增大,高程放大效应占主导作用,并采用量纲分析法对爆破振速的高程效应进行了修正;王银涛等^[8]采用现场实测,运用 MATLAB 对信号进行回归分析,发现只有高程超过一定值(约30 m)时,才存在明显高程放大效应,且放大作用受爆心距的影响,其放大率随着高程增加而增大;张立国等^[9]采用量纲分析法得出了爆破振动主频与各参数的相关关系,并对实测数据进行了回归分析,具有良好的拟合结果;单仁亮等^[10]引入等效药量及等效距离,采用小波理论对室内冻结立井延时控制爆破模型试验引起的振动信号的三维时频特征规律进行了研究;路亮等^[11]提出了插值细分的二代小波分析法,解决了小波频率混叠的现象;李洪涛等^[12]研究发现,峰值能量的衰减系数是振速衰减系数的2倍,同一次爆破的振动能量近似为振速的平方。

综上所述,目前大多数学者对振速衰减及振动主频的研究都是基于最大段药量及爆心距(测点至爆破几何中心的距离),忽略了同段起爆、不同炮孔的相互影响。为此,本文引入等效距离及等效药量,对距离及药量进行加权平均,基于量纲分析法提出新的边坡振速衰减公式。

本文以黑峪隧道爆破施工为背景,采用 M20 爆破振动测试仪监测边坡各测点振动,对爆破振速进行拟合分析,验证改进公式的适用性,并进行爆破振速预测,以确保边坡的稳定性。采用小波包分析法研究了实测振动信号三维时频谱特性及振动能量的分布规律。

2 爆破振速衰减规律研究

爆破振动在平整地形上传播时,采用传统萨道夫斯基公式进行回归分析即可保证其精度,计算公式^[8]为:

$$V = K (\sqrt[3]{Q} / R)^\alpha \quad (1)$$

式中: V 为测点峰值振速 ($\text{cm} \cdot \text{s}^{-1}$); Q 为最大段炮孔装药量 (kg); R 为爆心距 (m); K, α 为与场地系数有关的参数。

而在工程实践中,当存在边坡高程差时,一般采用爆破振速随高程变化的公式^[8]:

$$V = K \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^\alpha \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{H} \right)^\beta \quad (2)$$

式中: H 为高程差 (m); K, α, β 为与场地系数有关的参数。

胡刚等^[13]在萨道夫斯基公式基础上引入高程差,演化为:

$$V = K \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^\alpha \left(\frac{R}{S} \right)^\beta \quad (3)$$

式中, S 为爆心与监测点的水平距离 (m)。

现场施工一般采用分段爆破,而同一段的多个炮孔与振动传感器的距离也不相同,只采用最大段药量及几何爆心距,忽略了同段不同炮孔爆破的相互影响,为此本文引入最大段等效药量代替最大段药量,引入等效距离代替爆心距^[10,14],计算公式为:

$$R' = \frac{\sum_{i=1}^n (\sqrt[3]{q_i} r_i)}{\sum_{i=1}^n \sqrt[3]{q_i}} \quad (4)$$

$$Q' = \sum_{i=1}^n q_i \left(\frac{R'}{r_i} \right)^3 \quad (5)$$

式中: R' 为等效距离 (m); Q' 为等效药量 (kg); q_i 为同段第 i 个炮孔装药量 (kg); r_i 为同段第 i 个炮孔距离传感器的距离 (m)。

本文结合量纲分析法,提出了考虑等效药量、等效距离的爆破振动衰减公式,并利用实测数据进行验证,对工程爆破振动预测具有重要的借鉴意义。

2.1 量纲分析

爆破振动在岩体介质中的传播不仅与爆心距、装药量相关,还受传播介质的物理力学参数(岩体密度、弹性模量)及高程差的影响。因此爆破振速衰减规律可表示为式(6)。

$$V = \varphi(Q', R', H, E, \rho) \quad (6)$$

式中,各参数的含义见表1。

表1 各参数的物理意义

Table 1 Physical meaning of each parameter

符号	符号意义	量纲
V	测点振速	LT^{-1}
Q'	等效药量	M
R'	等效距离	L
H	高程差	L
E	岩体弹性模量	$ML^{-1}T^{-2}$
ρ	岩体密度	ML^{-3}

采用量纲分析法,对各测点振速 V 、等效药量 Q' 、等效距离 R' 、高程差 H 、弹性模量 E 及岩体密度 ρ 进行量纲分析,并选取等效药量 Q' 、等效距离 R' 、弹性模量 E 为基本量,量纲公式如下:

$$\begin{cases} \dim Q' = M^{\alpha_1} L^{\beta_1} T^{\gamma_1} \\ \dim R' = M^{\alpha_2} L^{\beta_2} T^{\gamma_2} \\ \dim E = M^{\alpha_3} L^{\beta_3} T^{\gamma_3} \\ \begin{vmatrix} \alpha_1 & \beta_1 & \gamma_1 \\ \alpha_2 & \beta_2 & \gamma_2 \\ \alpha_3 & \beta_3 & \gamma_3 \end{vmatrix} \neq 0 \end{cases} \quad (7)$$

根据 π 值定理, 有关量数 $n=6$, 基本量数 $m=3$, 则 π 数为 $n-m=3$ 。则:

$$\begin{cases} \pi_1 = \frac{V}{Q'^{\alpha_1} R^{\beta_1} E^{\gamma_1}} \\ \pi_2 = \frac{H}{Q'^{\alpha_2} R^{\beta_2} E^{\gamma_2}} \\ \pi_3 = \frac{\rho}{Q'^{\alpha_3} R^{\beta_3} E^{\gamma_3}} \end{cases} \quad (8)$$

由量纲齐次定理可得:

$$\alpha_1=-0.5, \beta_1=1.5, \gamma_1=0.5; \alpha_2=0, \beta_2=1, \gamma_2=0; \alpha_3=1, \beta_3=-3, \gamma_3=0。即:$$

$$\begin{cases} \pi_1 = \frac{V}{Q'^{-\frac{1}{2}} R^{\frac{3}{2}} E^{\frac{1}{2}}} \\ \pi_2 = \frac{H}{R} \\ \pi_3 = \frac{\rho}{Q'R^{-3}} \end{cases} \quad (9)$$

将式(9)代入式(6)可得:

$$\frac{V}{Q'^{-\frac{1}{2}} R^{\frac{3}{2}} E^{\frac{1}{2}}} = \varphi\left(\frac{H}{R}, \frac{\rho}{Q'R^{-3}}\right) \quad (10)$$

无量纲量相互乘除仍为无量纲量, 则有:

$$\frac{V}{Q'^{-\frac{1}{2}} R^{\frac{3}{2}} E^{\frac{1}{2}}} = K_1 \left(\frac{H}{R}\right)^{\alpha_4} \left(\frac{\rho}{Q'R^{-3}}\right)^{\beta_5} \quad (11)$$

简化得:

$$V = K_1 \left(\frac{\sqrt[3]{Q'}}{R}\right)^{-(3\beta_5 + \frac{3}{2})} \left(\frac{H}{R}\right)^{\alpha_4} \rho^{\beta_5} E^{\frac{1}{2}} \quad (12)$$

由于岩体密度 ρ 及弹性模量 E 一定, 令:

$$\begin{cases} \alpha = -3\beta_5 - \frac{3}{2} \\ \beta = \alpha_4 \\ K = K_1 \rho^{\beta_5} E^{\frac{1}{2}} \end{cases} \quad (13)$$

将式(13)代入式(12)可得:

$$V = K \left(\frac{\sqrt[3]{Q'}}{R}\right)^{\alpha} \left(\frac{H}{R}\right)^{\beta} \quad (14)$$

式中: K 为与场地岩体物理力学特性有关的参数; α , β 为衰减系数。

为验证公式(14)的适用性, 以现场爆破试验监测为主, 统计多次爆破振速、等效药量、等效距离、高程差, 并进行拟合对后续爆破振速进行预测。

2.2 工程验证

本次研究主要针对黑峪隧道进洞口段, 该段地形起伏较大, 为梯田, 表层为第四系残坡积覆盖物, 厚度较小, 下伏基岩为奥陶系灰岩, 层理构造, 岩层走向与洞轴线斜交, 进洞口段无断裂构造, 岩层节理裂隙发育, 岩体较破碎, 稳定性较差。路基边坡属 V 级围岩, 灰岩为主, 浅灰—灰褐色, 中厚层状, 未—微

风化岩石岩质较坚硬。明洞路基边坡上台阶高 10 m, 坡面倾角 80°, 隧道宽 9.9 m, 高 9.3 m, 采用上下台阶爆破施工, 边坡物理力学参数详见表 2。

表 2 物理力学参数

Table 2 Physical and mechanical parameters

弹性模量 /GPa	泊松比	密度 /($\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$)	粘聚力 /MPa	内摩擦角 /($^{\circ}$)
4.2	0.26	2 580	1.4	31

上台阶爆破施工进深为 35 m 时, 进行下台施工。本文监测 4 次上台阶爆破引起边坡测点的振速, 振动传感器 x 方向指向隧道进深方向, y 方向垂直于隧道轴线, 沿水平方向, z 方向竖直向上。如图 1 所示, 1, 2, 3, 4, 5 和 6 圈爆破采用 MS1, MS3, MS5, MS9, MS11 和 MS13 延时雷管进行控制爆破, 每次爆破第 1 圈掏槽眼的药量均最大(倾角为 45°), 前两次爆破掏槽眼每孔药量均为 3 kg, 共 24 kg; 后两次爆破每孔药量为 2.4 kg, 共 19.2 kg。第一次爆破掌子面距洞口 7.4 m, 第 1、第 2、第 3 次爆破进深为 2.1 m, 2.3 m 和 2.5 m。监测结果详见表 3。

对第一次爆破振速进行拟合可得改进公式为:

$$V = 153.998 \left(\frac{\sqrt[3]{Q'}}{R}\right)^{2.06586} \left(\frac{H}{R}\right)^{-0.3058} (R^2=0.976) \quad (15)$$

式中, H 均取为 3.9 m (由图 1(a) 剖面图可知上台阶至第 1 段掏槽眼几何中心高程差), 等效药量 Q' 及等效距离 R' 计算中采用各测点与第 1 段各炮孔高程差。

传统经验公式的拟合结果为:

$$V = 94.005 57 \left(\frac{\sqrt[3]{Q'}}{R}\right)^{1.54689} (R^2=0.986) \quad (16)$$

将第 2、第 3、第 4 次的等效药量及等效距离代入式(15), 将实际药量及爆心距代入式(16)可得其振速预测值, 计算相对误差, 并与传统萨道夫斯基回归分析预测对比, 列于表 4。

由表 4 可知, 对于本工程而言, 传统萨道夫斯基回归分析相对误差最大高达 27.39%, 且其预测值普遍偏小, 若按传统计算公式进行预测会增大施工风险; 对于萨道夫斯基改进公式, 第 2、第 3、第 4 次爆破振速相对误差最大值分别为 18.41%, 17.4% 及 16.63%, 相对误差最小值分别为 3.24%, 1.72% 及 4.17%, 说明考虑等效药量及等效距离的萨道夫斯基改进公式具有良好的适用性, 可为本工程提供振速预测参考。

3 爆破振动能量衰减规律研究

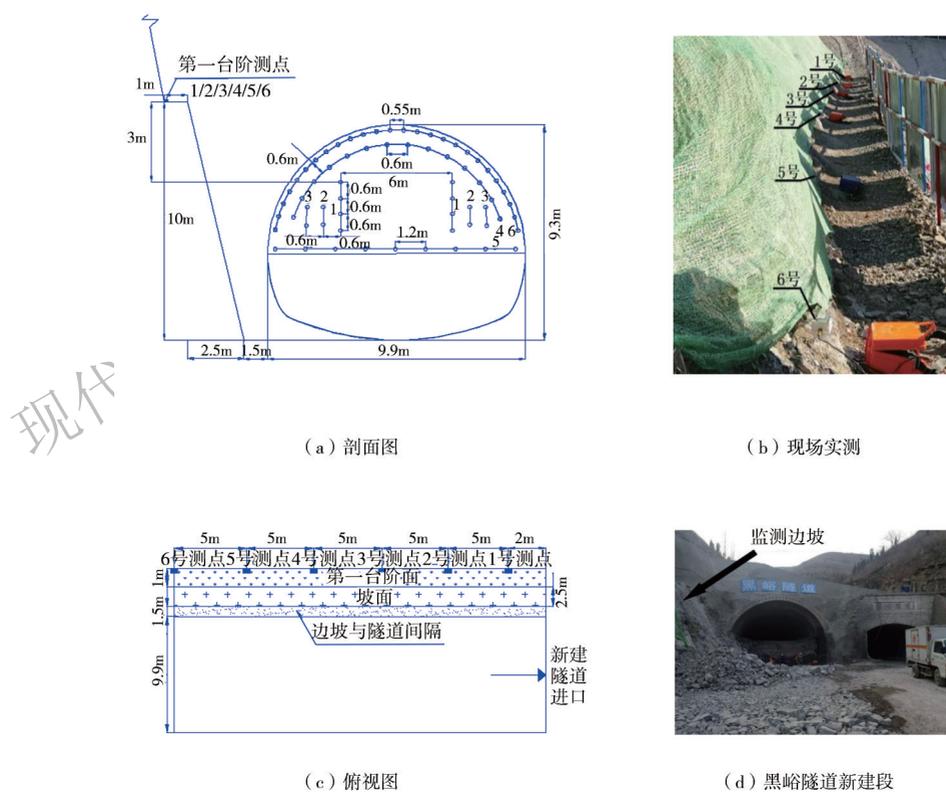


图1 隧道上台阶爆破方案和边坡振速监测方案

Fig.1 Schemes of the upper-bench blasting and slope vibration velocity monitoring

表3 监测结果

Table 3 The monitoring results

类别		1号测点	2号测点	3号测点	4号测点	5号测点	6号测点
第1次爆破	振速/($\text{cm}\cdot\text{s}^{-1}$)	8.32	4.96	4.13	2.38	1.75	1.55
	药量/kg	24.00	24.00	24.00	24.00	24.00	24.00
	等效药量/kg	27.18	25.23	24.53	24.25	24.13	24.08
	爆心距/m	14.23	17.93	22.15	26.64	31.28	36.02
	等效距离/m	14.45	18.15	22.34	26.81	31.43	36.16
第2次爆破	振速/($\text{cm}\cdot\text{s}^{-1}$)	6.57	4.22	2.88	2.06	1.52	1.16
	药量/kg	24.00	24.00	24.00	24.00	24.00	24.00
	等效药量/kg	26.12	24.85	24.38	24.19	24.11	24.06
	爆心距/m	15.70	19.66	24.01	28.57	33.26	38.03
	等效距离/m	15.92	19.87	24.19	28.74	33.41	38.16
第3次爆破	振速/($\text{cm}\cdot\text{s}^{-1}$)	4.83	3.52	2.44	1.81	1.23	1.06
	药量/kg	19.20	19.20	19.20	19.20	19.20	19.20
	等效药量/kg	20.30	19.67	19.42	19.32	19.27	19.24
	爆心距/m	17.45	21.63	26.09	30.72	35.45	40.24
	等效距离/m	17.67	21.82	26.26	30.87	35.59	40.37
第4次爆破	振速/($\text{cm}\cdot\text{s}^{-1}$)	4.03	2.49	1.79	1.70	1.02	0.92
	药量/kg	19.20	19.20	19.20	19.20	19.20	19.20
	等效药量/kg	19.91	19.52	19.36	19.29	19.25	19.23
	爆心距/m	27.93	27.65	27.54	27.49	27.47	27.45
	等效距离/m	19.70	24.02	28.55	33.22	37.97	42.78

表4 振速预测精度

Table 4 Accuracies of vibration velocities predictions

相对误差 I/(%)	第2次爆破		第3次爆破		第4次爆破	
	改进	传统	改进	传统	改进	传统
1号测点	3.24	-3.59	-1.72	-14.06	-4.17	-12.76
2号测点	5.05	-7.28	-9.15	-8.95	7.70	-23.99
3号测点	7.40	-11.22	-6.20	-13.69	10.25	-27.39
4号测点	10.36	-5.21	-5.52	-5.98	-11.39	-0.92
5号测点	14.00	-10.27	-17.40	-19.63	16.63	-26.32
6号测点	18.41	-15.42	-13.83	-14.98	4.80	-19.64

注:相对误差 = $\frac{\text{预测值} - \text{实测值}}{\text{实测值}}$

通过 Matlab 数值软件,采用小波包理论对精细化控制爆破振动信号进行多重分解及重组,根据爆破振动信号的特征选择适当的小波基,并合理地选择频带大小,以更好地反映爆破振动信号优势能量的频带分布特征。

设隧道延时控制爆破引起的振动信号为 $x(t)$ 。根据小波包理论将振动信号 $x(t)$ 分解到已选定的合适的小波包基上, $x(t)$ 表达式^[15,16]如下:

$$x(t) = \sum_{j=0}^{2^i-1} x_{i,j}(t_j) = x_{i,0}(t_0) + x_{i,1}(t_1) + \dots + x_{i,j}(t_j) \quad (17)$$

式中: $x_{i,j}(t_j)$ 为隧道延时爆破引起的振动信号小波包分解到节点 (i, j) (第 i 层第 j 频带) 上的重构爆破振动信号, 其中 $j=0, 1, 2, \dots, 2^i-1$ 。

根据小波包理论,采用 db8 小波基对隧道延时爆破振动信号进行分解再重组,并对优势能量的频带分布特征进行深入分析,结合巴什瓦定理(时域能量等于频域能量,不会因为变换而发生改变)及公式(17)可知,第 i 层信号分量的能量^[15]为:

$$E_{i,j} = \int |x_{i,j}(t)|^2 dt = \sum_{m=1}^n |v_{j,m}|^2 \quad (18)$$

式中: $v_{j,m}$ 表示重构隧道延时爆破振动信号 $x_{i,j}$ 离散点对应的振动速度幅值; m 为离散点个数, 其中 $m=1, 2, \dots, n$; n 为爆破振动监测数据采集长度。

爆破振动信号总能量为:

$$E = \sum_{j=0}^{2^i-1} E_{i,j} \quad (19)$$

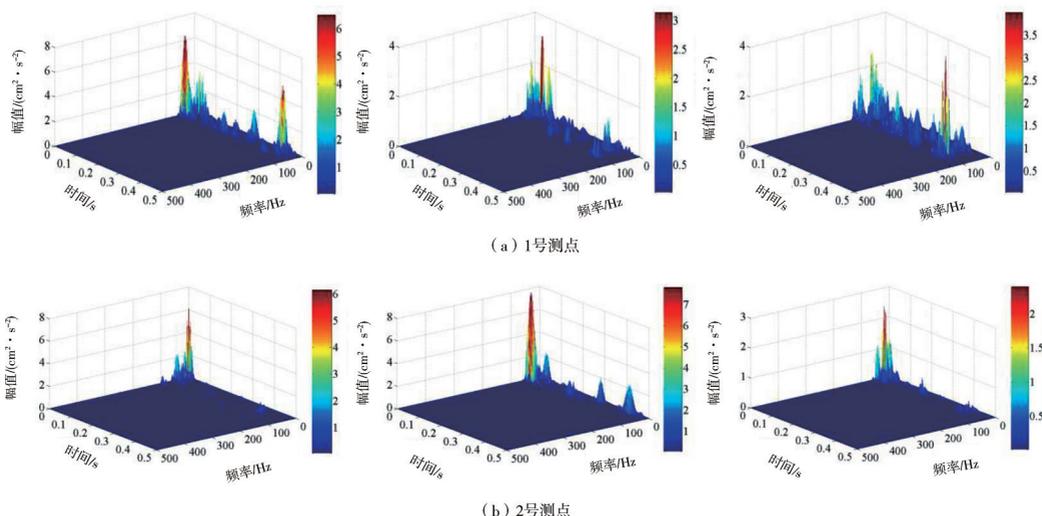
各频带的能量比例为:

$$\eta = \frac{E_{i,j}}{E} \quad (20)$$

振动信号能量衰减规律研究以第一次爆破振动信号为基础。爆破振动信号的振动频率一般小于 500 Hz, 故本次隧道爆破引起边坡振动信号的仪器采样频率采用 1 kHz, 根据采样定理可知, Nyquist 频率为 500 Hz, 本文采用 db8 小波基, 5 层小波包对各测点爆破振动信号进行分解, 即 $2^5(32)$ 个子频带, 相应的最小频带为 $0 \sim 15.625$ Hz ($500/32$ Hz), 频带宽 15.625 Hz^[15]。

根据式(17)~式(20)编制小波包分析命令流, 用 Matlab 调用上述命令流, 统计归纳第一次爆破引起各测点爆破振动信号各频带能量百分比, 绘制三维时频谱图及能量百分比随频率的变化规律, 具体如图2、图3及表5所示。

由图2可知, 1号测点能量最大, 随着距离的增大, 测点的能量逐渐降低, 6号测点能量最低。对比 1~6号测点的三向能量可以发现, 6个测点 x, y, z 方向振动能量衰减基本遵循上述规律。1号测点 y 方向能量峰值虽略小于2号测点能量峰值, 但各段能量总和大于2号测点。同一频带, 在不同时刻出现了不同的能量峰值, 与分段延时爆破一一对应。



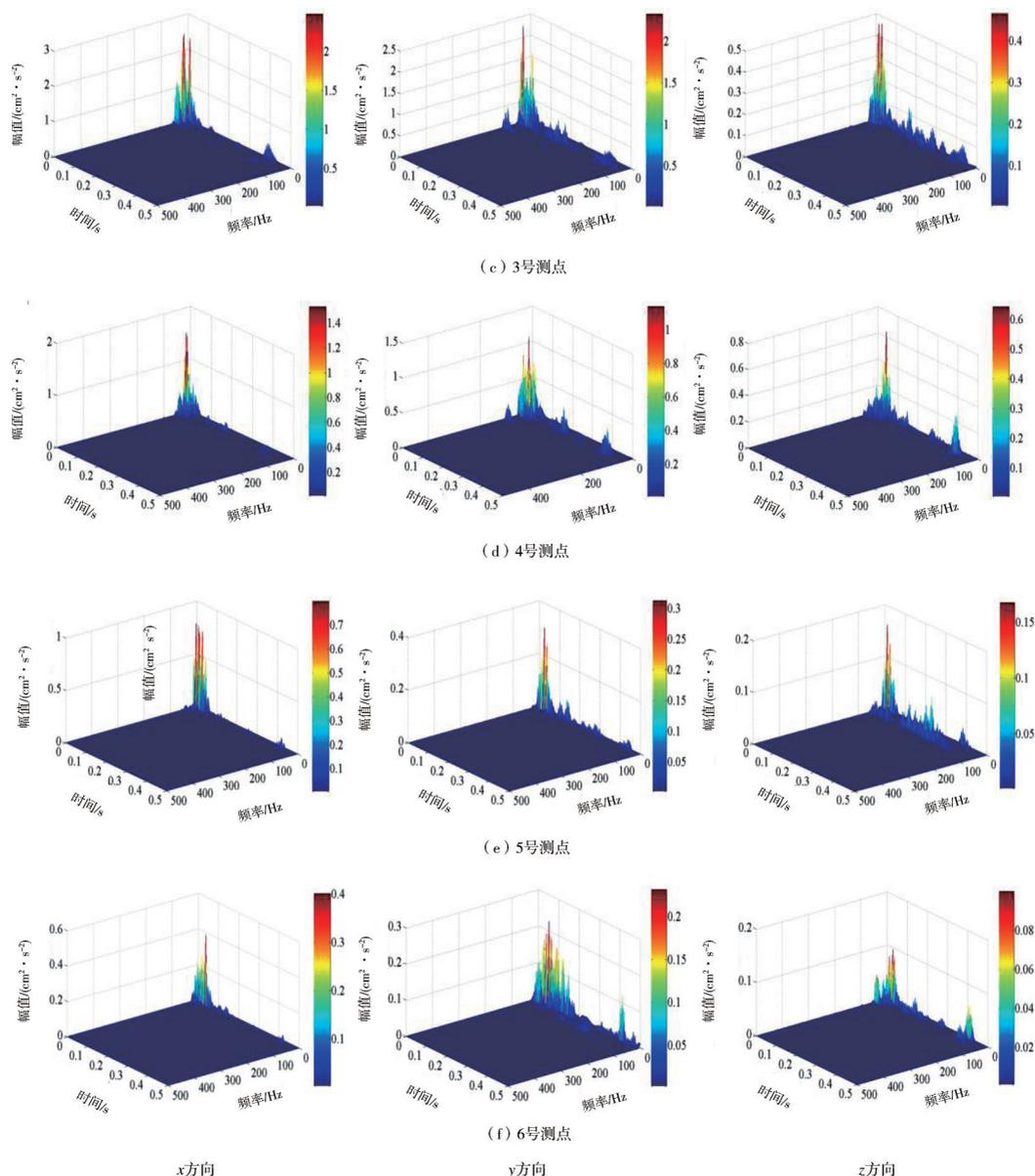


图2 第一次爆破各测点三向时频谱图

Fig.2 Three-dimensional time-frequency spectrogram of each measuring point of the first blasting

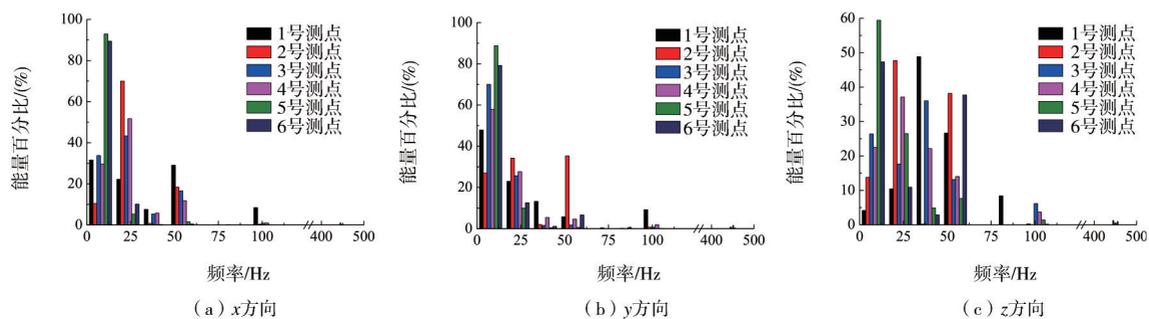


图3 各测点三向能量比例分布

Fig.3 Three-dimensional energy proportion distribution of each measuring point

表5 各测点振动能量分布

Table 5 Vibration energy distribution of each measuring point

能量百分比 /(%)		频带/Hz							
		0~15.625	15.625~31.25	31.25~46.875	46.875~62.5	62.5~78.125	78.125~93.75	93.75~109.375	109.375~500
1号 测点	x方向	31.597	22.201	7.554	29.061	0.043	0.114	8.454	0.976
	y方向	47.880	22.940	13.251	5.752	0.045	0.094	9.199	0.838
	z方向	4.184	10.439	48.827	26.651	0.016	8.430	0.225	1.231
2号 测点	x方向	10.437	69.942	0.715	18.404	0.024	0.035	0.320	0.123
	y方向	26.965	34.213	2.069	35.294	0.049	0.190	0.757	0.465
	z方向	13.780	47.727	0.195	38.179	0.001	0.022	0.054	0.041
3号 测点	x方向	33.775	43.287	5.316	16.601	0.002	0.015	0.810	0.195
	y方向	39.997	55.662	1.564	1.778	0.011	0.081	0.743	0.163
	z方向	26.411	17.684	36.013	13.157	0.003	0.022	6.158	0.552
4号 测点	x方向	29.609	51.700	5.781	11.797	0.001	0.007	0.944	0.162
	y方向	57.890	27.628	5.464	4.604	0.365	0.572	1.898	1.579
	z方向	22.481	37.119	22.152	14.041	0.002	0.008	3.709	0.487
5号 测点	x方向	92.904	5.274	0.219	1.540	0.001	0.001	0.052	0.009
	y方向	88.787	9.954	0.467	0.626	0.001	0.002	0.150	0.013
	z方向	59.425	26.487	4.900	7.652	0.010	0.009	1.430	0.086
6号 测点	x方向	89.377	10.119	0.020	0.461	0.006	0.001	0.004	0.012
	y方向	79.196	12.561	1.129	6.658	0.016	0.060	0.075	0.305
	z方向	47.339	10.914	2.892	37.728	0.008	0.015	0.171	0.932

随着距离的增加,振动波的高频部分在岩体介质传播过程中被过滤掉,低频部分继续传播,在距离振源较远处爆破振动能量主要集中在低频部分,高频越来越不明显。

由图3可知,振动信号的能量主要集中在0~109.375 Hz范围内;由表5可知,0~62.5 Hz范围内,占据了能量的89.823%~99.9%,0~46.875 Hz范围内占据了能量的61.145%~99.516%,大于93.75 Hz的能量占有最大也只有10.137%,而大于109.375 Hz的能量占有更小,最大只有1.579%。随着距离的增加,低频能量百分比越来越大,高频部分越来越小。

4 结论

以黑峪隧道改扩建爆破施工为工程背景,基于

4次爆破振动监测,引入等效药量、等效距离,采用量纲分析法对传统萨道夫斯基公式进行改进,采用小波包分析其振动能量衰减规律,得出如下结论:

(1) 引入等效药量及等效距离,采用量纲分析法改进了传统萨道夫斯基公式。

(2) 采用传统公式计算相对误差较大,高达27.39%,且预测值偏小,不安全;而改进公式相对误差最大为18.41%,最小为1.73%,说明改进公式具有良好的适用性。

(3) 爆破振动能量主要集中在0~109.375 Hz范围内,但在0~46.875 Hz范围能量占有率最为集中。随着距离的增大,高频部分能量逐渐被吸收,低频部分占有率增大。

参考文献

References

- [1] 唐海,李海波,蒋鹏灿,等.地形地貌对爆破振动波传播的影响实验研究[J].岩石力学与工程学报,2007,26(9):1817-1823.
TANG Hai, LI Haibo, JIANG Pengcan, et al. Experimental Study on Effect of Topography on Propagation of Blasting Waves[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(9): 1817-1823.
- [2] 唐海,李海波.反映高程放大效应的爆破振动公式研究[J].岩土力学,2011,32(3):820-824.
TANG Hai, LI Haibo. Study of Blasting Vibration Formula of Reflecting Amplification Effect on Elevation[J]. Rock and Soil Mechanics, 2011, 32(3): 820-824.
- [3] 王林台,张发财,高文学,等.隧道掘进爆破振动波形特性分析[J].地下空间与工程学报,2016,12(增2):821-827.

- WANG Lintai, ZHANG Facai, GAO Wenxue, et al. Vibration Waveform Characteristics Analysis of Every Period Number[J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2016, 12 (S2): 821-827.
- [4] 陈明, 卢文波, 李鹏, 等. 岩质边坡爆破振动速度的高程放大效应研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30 (11): 2189-2195.
CHEN Ming, LU Wenbo, LI Peng, et al. Elevation Amplification Effect of Blasting Vibration Velocity in Rock Slope[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30 (11): 2189 - 2195.
- [5] 白杨, 段卫东, 徐园园, 等. 爆破振动高程放大效应的试验研究[J]. 武汉科技大学学报, 2015, 38 (3): 216-219.
BAI Yang, DUAN Weidong, XU Yuanyuan, et al. Experimental Study on Elevation Amplification Effect of Blasting Vibration[J]. Journal of Wuhan University of Science and Technology, 2015, 38 (3): 216-219.
- [6] 杨长卫, 张建经, 刘飞成. 双面岩质高陡边坡加速度高程放大效应的时频分析方法[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33 (增2): 3699-3706.
YANG Changwei, ZHANG Jianjing, LIU Feicheng. Time-frequency Analysis Method of Amplification Effect of Acceleration of High and Steep Hill with Two-side Rock Slopes[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33 (S2): 3699-3706.
- [7] 蒋楠, 周传波, 平雯, 等. 岩质边坡爆破振动速度高程效应[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2014 (1): 237-243.
JIANG Nan, ZHOU Chuanbo, PING Wen, et al. Altitude Effect of Blasting Vibration Velocity in Rock Slopes[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2014 (1): 237-243.
- [8] 王银涛, 张昌锁, 张胜利. 露天矿爆破振动边坡高程效应[J]. 矿业研究与开发, 2015 (4): 56-59.
WANG Yintao, ZHANG Changsuo, ZHANG Shengli. Slope Altitude Effect of Blasting Vibration in Open-pit Mine[J]. Mining Research and Development, 2015 (4): 56-59.
- [9] 张立国, 龚敏, 于亚伦. 爆破振动频率预测及其回归分析[J]. 辽宁工程技术大学学报, 2005, 24 (2): 187-189.
ZHANG Ligu, GONG Min, YU Yalun. Forecast and Regression Analysis of Blasting Vibration Frequency[J]. Journal of Liaoning Technical University, 2005, 24 (2): 187-189.
- [10] 单仁亮, 白瑶, 宋永威, 等. 冻结立井模型爆破振动信号的小波包分析[J]. 煤炭学报, 2016, 41 (8): 1923-1932.
SHAN Renliang, BAI Yao, SONG Yongwei, et al. Wavelet Packet Analysis of Blast Vibration Signals of Freezing Shaft Model[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41 (8): 1923-1932.
- [11] 路亮, 龙源, 谢全民, 等. 爆破振动信号的提升小波包分解及能量分布特征[J]. 爆炸与冲击, 2013, 33 (2): 140-147.
LU Liang, LONG Yuan, XIE Quanmin, et al. Decomposition and Energy Distribution of Blasting Vibration Signal based on Second Generation Wavelet Packet[J]. Explosion and Shock Waves, 2013, 33 (2): 140-147.
- [12] 李洪涛, 卢文波, 舒大强, 等. 爆破地震波的能量衰减规律研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29 (增1): 3364-3369.
LI Hongtao, LU Wenbo, SHU Daqiang, et al. Study of Energy Attenuation Law of Blast-induced Seismic Wave[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29 (S1): 3364 - 3369.
- [13] 胡刚, 吴云龙. 爆破地震振动控制的一种方法[J]. 煤炭技术, 2004 (4): 104-106.
HU Gang, WU Yunlong. A New Method of the Control of the Earthquake Vibration Caused by Explosive[J]. Coal Technology, 2004 (4): 104-106.
- [14] 单仁亮, 宋立伟, 白瑶, 等. 爆破作用下冻结岩壁损伤评价的模型试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33 (10): 1945-1952.
SHAN Renliang, SONG Liwei, BAI Yao, et al. Model Test Studies of Damage Evaluation of Frozen Rock Wall under Blasting Loads [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33 (10): 1945-1952.
- [15] 单仁亮, 宋永威, 白瑶, 等. 基于小波包变换的爆破信号能量衰减特征研究[J]. 矿业科学学报, 2018, 3 (2): 119-128.
SHAN Renliang, SONG Yongwei, BAI Yao, et al. Researching on the Energy Attenuation Characteristics of Blasting Vibration Signals based on Wavelet Packet Transformation[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2018, 3 (2): 119-128.
- [16] 凌同华, 廖艳程, 张胜. 冲击荷载下岩石声发射信号能量特征的小波包分析[J]. 振动与冲击, 2010, 29 (10): 127-130.
LING Tonghua, LIAO Yancheng, ZHANG Sheng. Application of Wavelet Packet Method in Frequency Band Energy Distribution of Rock Acoustic Emission Signals under Impact Loading[J]. Journal of Vibration and Shock, 2010, 29 (10): 127-130.

On the Law of Roadbed Slope Vibration Caused by Tunnel Blasting

FAN Xiangxi^{1,4} CAO Baoshan² SHAN Renliang³ ZHANG Youbo² WEI Haibing⁴ SONG Yongwei³ LIU Jian³

(1 China Construction Shandong Investment Co., Ltd., Jinan 250101; 2 China Construction Port Group Co., Ltd., Qingdao 266000;

3 School of Mechanics and Civil Engineering, China University of Mining and Technology, Beijing 100083; 4 China State Construction Engineering Corporation, Beijing 100037)

Abstract In order to study the law of slope vibration caused by fine delay control blasting, equivalent charge and equivalent distance are introduced and a new formula of vibration velocity attenuation is established using dimensional analysis method by taking the fine delay control blasting at the entrance of Heiyu tunnel reconstruction and extension as the engineering background; based on the measured data of four times of test, fitting verification is conducted and a comparison with Sodev's empirical formula is carried out. Wavelet packet analysis is adopted to study the distribution of vibration energy. The research shows that: the prediction error of traditional Sodev's formula is as high as 27.39% regarding this project, and the measured vibration velocity is generally larger than the calculated one, which is not conducive to guiding construction, while the max. prediction error of the improved empirical formula is 18.41%, indicating that the improved formula has good applicability; the blasting vibration energy is mainly concentrated in the range of 0–109.375 Hz and it is mostly concentrated in the range of 0–46.875 Hz, around 1% of vibration energy is larger than 109.375 Hz; As the distance increases, the vibration energy concentrates the area of low frequencies, and the high-frequency energy is gradually absorbed by the rock mass.

Keywords Tunnel blasting; Slope vibration velocity; Equivalent charge; Equivalent distance; Dimensional analysis; Improved Sodev's formula; Wavelet packet analysis method; Blasting vibration energy

(上接第90页)

Prediction Method for Surface Settlement in Tunnel Construction with Pipe Curtain Support

JIANG Yongtao¹ WANG Mingnian¹ ZHANG Yiteng¹ YU Li¹ JIANG Fan² XIAO Zerong³

(1 School of Civil Engineering, Southwest Jiaotong University, Chengdu 610031; 2 Fuzhou Municipal Construction Development Co., Ltd, Fuzhou 350108; 3 Fujian Fuzhou Planning Design & Research Institute, Fuzhou 350108)

Abstract Pipe jacking construction for pipe curtain will disturb stratum and cause deformation and surface settlement. At present the surface settlement caused by group pipes is calculated by superposition of single pipe settlement without consideration of the interaction of group pipes of pipe curtain. Taking the pipe curtain at exit section of Wenlinshan tunnel for example, which is constructed by the technology of mucking with screw conveyor and jacking with casing, a calculation method for the surface settlement of single-pipe jacking construction considering ground loss and construction stress is established based on stochastic medium theory and Mindlin solution, and the modified function for the surface settlement of group pipe construction is introduced to set up a calculation method for the surface settlement of group pipe construction; the change and distribution laws of surface settlements caused by single-pipe jacking and group pipe construction are analyzed and verified by the proposed calculation method and FLAC^{3D} numerical simulation respectively. The results show that: (1) during the jacking process of steel pipes, at first the surface heaves in front and then subsides in the rear; (2) the surface deformation caused by steel pipe jacking gradually attenuates from the center line of the tunnel to both sides, with the affected scope within 12 m of the two sides; (3) the surface heaving caused by the subsequent pipe jacking is smaller than that caused by the first steel pipe, and the surface settlement is larger than that caused by the first steel pipe.

Keywords Tunnel; Support with pipe curtain; Jacking pipe; Ground loss; Construction stress; Surface settlement; Calculation method