



# 循环爆破振动作用下含断层边坡稳定性计算方法

姜聚宇 邢玉娇 王来贵 王东

## 引用本文：

姜聚宇, 邢玉娇, 王来贵, 等. 循环爆破振动作用下含断层边坡稳定性计算方法[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(10): 19–32.  
JIANG Juyu, XING Yujiao, WANG Laogui. Calculation of slope stability of fault-containing slopes under the action of cyclic blast vibration[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(10): 19–32.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.12438/cst.2024-1634>

## 您可能感兴趣的其他文章

### Articles you may be interested in

#### 露天煤矿台阶边坡爆破振动的高程放大效应研究

Study on elevation amplification effect of blasting vibration velocity of bench slope in surface mine  
煤炭科学技术. 2020, 48(5) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/94565032-d976-431f-b37d-5d0f493d4540>

#### 斜交断层影响下露天煤矿顺倾层状边坡稳定性研究

Study on dip bedded slope stability of open-pit coal mine under influence of oblique fault  
煤炭科学技术. 2020, 48(5) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/9b828d2b-9279-401e-a20e-3cf8f7ff6ca5>

#### 露天矿多软弱夹层边坡变形机理与形态优化研究

Study on deformation mechanism and shape optimization of multi-weak interlayer slope in open-pit mine  
煤炭科学技术. 2021, 49(6): 189–194 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/7b456f56-e2b1-4a62-8616-889549d00fb0>

#### 基于形态与支挡效应的露天矿到界边坡形态优化

Open-pit mine slope optimization with the morphology and spatial support effect  
煤炭科学技术. 2023, 51(4): 66–71 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2021-0781>

#### 顺倾软弱起伏基底内排土场边坡稳定性影响因素分析

Analysis of the inner dumping slope stability factors affecting with soft rolling and inclined basement  
煤炭科学技术. 2023, 51(S1): 1–8 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2022-2525>

#### 基于GRA-EPSO-SVM模型的露天矿山爆破振动速度预测

Blasting vibration velocity prediction of open pit mines based on GRA-EPSO-SVM model  
煤炭科学技术. 2025, 53(7): 105–115 <https://doi.org/10.12438/cst.2024-0575>



关注微信公众号，获得更多资讯信息



移动扫码阅读

姜聚宇, 邢玉娇, 王来贵, 等. 循环爆破振动作用下含断层边坡稳定性计算方法[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(10): 19–32.  
JIANG Juyu, XING Yujiao, WANG Laigui, et al. Calculation of slope stability of fault-containing slopes under the action of cyclic blast vibration[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(10): 19–32.

## 循环爆破振动作用下含断层边坡稳定性 计算方法

姜聚宇<sup>1</sup>, 邢玉娇<sup>2</sup>, 王来贵<sup>3</sup>, 王东<sup>2</sup>

(1. 辽宁工程技术大学 鄂尔多斯研究院, 内蒙古 鄂尔多斯 017000; 2. 辽宁工程技术大学 矿业学院, 辽宁 阜新 123000;  
3. 辽宁工程技术大学 力学与工程学院, 辽宁 阜新 123000)

**摘要:** 为准确量化和预测爆破振动长期作用下含断层边坡稳定性演变规律, 实现露天矿安全高效可持续开采。以某露天矿为工程背景, 采用现场测振试验、数值计算探究了爆破地震波在时间与空间维度的动态特征, 研究了爆破地震波水平与垂直方向传播衰减规律, 阐明了高程放大效应及断层隔振效应; 采用霍普金森压杆冲击试验, 研究了循环爆破冲击作用下边坡岩土体裂纹扩展与损伤劣化规律, 确立了爆破振动强度、次数与岩体内部损伤之间的定量关系, 建立了边坡岩土体动态损伤劣化数学模型; 应用 FLAC<sup>3D</sup> 数值模拟研究了爆破振动作用下边坡动力响应特征, 分析了边坡的潜在滑坡模式和失稳演化机理, 提出了爆破振动作用下含断层边坡稳定性计算方法, 定量分析了爆破振动对边坡稳定性的影响, 预测了边坡可承受爆破振动次数。结果表明: 爆破振动对边坡稳定性影响较大, 爆破振动作用下边坡最大动应力响应与单响药量、高程差呈正相关关系, 与爆心距呈负相关关系; 随爆破振动最大动应力增大、爆破次数增多, 损伤参量呈指数函数变大, 边坡动-静力安全系数的降低率呈幂函数增大趋势。结合工程实例, 验证了爆破振动作用下含断层边坡稳定性计算方法的合理性, 为类似矿山边坡稳定性评价提供了新视角。

**关键词:** 露天矿; 断层; 岩体累积损伤效应; 爆破振动; 稳定性

中图分类号: TD804 文献标志码: A 文章编号: 0253-2336(2025)10-0019-14

### Calculation of slope stability of fault-containing slopes under the action of cyclic blast vibration

JIANG Juyu<sup>1</sup>, XING Yujiao<sup>2</sup>, WANG Laigui<sup>3</sup>, WANG Dong<sup>2</sup>

(1. Ordos Institute, Liaoning Engineering Technological University, Ordos 017000, China; 2. School of Mines, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China; 3. School of Mechanics and Engineering, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China)

**Abstract:** In order to accurately quantify and predict the evolution of slope stability of fault-containing slopes under the long-term effect of blasting vibration, and to realize the safe, efficient and sustainable mining of open-pit mines. Taking an open-pit mine as the engineering background, the dynamic characteristics of blasting seismic waves in time and space dimensions are investigated by on-site vibration testing and numerical calculations, and the propagation and attenuation laws of blasting seismic waves in the horizontal and vertical directions are studied to elucidate the mechanism of elevation amplification effect and the vibration isolation effect of faults; Hopkinson compression rod impact test is used to study the crack expansion and damage deterioration laws of slope rock and soil bodies under the effect of cyclic blasting impacts. Established the quantitative relationship between the intensity and frequency of blasting vibration and the internal damage of the rock body, and established a dynamic damage degradation mathematical model of the slope geotechnical body; applied FLAC<sup>3D</sup> numerical simulation to study the characteristics of the dynamic response of the slope under the action of blasting vibration, and analyzed the potential landslide mode of the slope and the mechanism of destabilizing evolution, and put forward the calculation method of

收稿日期: 2024-11-12 策划编辑: 朱恩光 责任编辑: 王晓珍 DOI: 10.12438/cst.2024-1634

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(52204136, 52474100); 辽宁工程技术大学鄂尔多斯研究院校地科技合作培育资助项目(YIY-XD-2023.002)

作者简介: 姜聚宇(1989—), 男, 黑龙江讷河人, 副教授, 博士。E-mail: [jy\\_Intu@163.com](mailto:jy_Intu@163.com)

通讯作者: 邢玉娇(1999—), 女, 河北唐山人, 硕士研究生。E-mail: [xingyj0808@163.com](mailto:xingyj0808@163.com)

the stability of the slope containing faults under the action of blasting vibration, and analyzed the effect of the blast vibration on the stability of the slope quantitatively. Quantitatively analyze the effect of blasting vibration on slope stability, predict the number of blasting vibration that the slope can withstand. The results show that: blasting vibration has a greater impact on slope stability, the maximum dynamic stress response of the slope under the action of blasting vibration is positively correlated with the amount of single shot, elevation difference, and negatively correlated with the center of the blast distance; with the increase of the maximum dynamic stress of blasting vibration and the number of blasts, the damage parameter is an exponential function of the damage parameter is larger, and the rate of reduction of the dynamic-static coefficient of safety of the slope is a trend of the power function of the increase. Combined with engineering examples, it verifies the reasonableness of the calculation method of slope stability of fault-containing slopes under the action of blasting vibration, and provides a new perspective for the evaluation of slope stability of similar mines.

**Key words:** open-pit mine; fault; cumulative damage effect of rock mass; blasting vibration; stability

## 0 引言

在露天矿开采领域,爆破作为一种高效的作业手段,在处理硬岩和提高开采效率方面发挥着不可替代的作用。然而,频繁的爆破作业对邻近边坡,特别是含有断层结构的边坡,构成了显著的安全隐患。断层的存在使边坡结构复杂化,增加了岩体的不连续性,进而提高了边坡失稳的风险。循环爆破产生的振动波在传播过程中不仅直接作用于边坡岩体,加剧岩体内微裂纹的扩展和损伤累积,还可能激发断层活动,进一步威胁边坡的整体稳定性。

在爆破振动如何影响含断层边坡稳定性的评价领域,国内外学者已进行了广泛而深入的研究<sup>[1-6]</sup>。王东等<sup>[7-8]</sup>、王珍等<sup>[9]</sup>、曹兰柱等<sup>[10-11]</sup>借助模型探讨了不同断层位置及其形态如何影响边坡的滑移模式及其稳定性,建立了顺倾层状边坡分条稳定系数计算式。李丽君<sup>[12]</sup>、李瑞青等<sup>[13]</sup>、李源源等<sup>[14]</sup>利用有限元软件模拟了地震波对边坡动力响应与抗滑稳定性的影响。何风贞等<sup>[15]</sup>系统评述了岩石多尺度损伤的研究进展,包括从微观到宏观的损伤特征、识别与定量表征方法及量效关系。此外,BAHMANI等<sup>[16]</sup>、陈有亮等<sup>[17]</sup>、雷涛等<sup>[18]</sup>、张志镇等<sup>[19]</sup>、刘志祥等<sup>[20]</sup>基于损伤力学理论、断裂力学理论等,从不同角度对岩石在爆破振动作用下的损伤演化、力学特性及稳定性进行了深入探讨,提出了动态损伤本构模型,系统分析了岩石的动力学行为和损伤演化规律。为有效刻画岩石在不同应力条件下的损伤演化规律,张艳博等<sup>[21]</sup>充分考量岩石的非均质性,以波速成像矩阵为基础,建立了一套完整的涵盖“波速场特征提取”“综合权重确定”以及“TOPSIS 综合评价”等关键步骤的全过程损伤定量评估系统,通过科学的方法和流程,对岩石的损伤情况进行精准评估,为深入理解岩石损伤机制提供了有力支持。在循环爆破载荷下,岩石会产生累积损伤。李允忠等<sup>[22]</sup>针对这一

问题,通过数值模拟方法系统研究了单次与多次爆破作用下岩石损伤的演化特征和累积规律,重点分析了损伤累积规律及其与爆心距、循环次数的相关性。闫长斌等<sup>[23-24]</sup>、褚怀保等<sup>[25]</sup>、杨国梁等<sup>[26]</sup>依据声波测试所得数据,开发了一套非线性累积预测模型,用于评估岩体在爆破过程中的疲劳损伤,并构建了岩体爆破累积损伤扩展的相应模型。GU等<sup>[27]</sup>、ZHU等<sup>[28]</sup>、LU等<sup>[29]</sup>结合拉伸损伤的连续损伤模型和D-P 屈服准则,模拟并验证了爆破作用下露天矿边坡最终累积损伤效应。杨建华等<sup>[30]</sup>对H-B准则中的扰动系数D随边坡深度的变化特征进行了定量分析,并基于这一发现,深入探讨了爆破开挖损伤区内岩体力学参数的退化效应。

尽管已有大量研究成果,但现有研究在爆破振动导致的岩体累积损伤方面,尤其是岩体抗剪强度随爆破次数递减的现象上,尚缺乏充分的考虑。这对于断层区域边坡的动态稳定性评估尤为关键。因此,如何准确评估循环爆破振动条件下含断层边坡的稳定性,成了亟待解决的问题。

基于此,在综合运用现场爆破测振数据、霍普金森压杆冲击试验结果的基础上,结合刚体极限平衡法、拟静力法及疲劳损伤理论,重点考虑岩体损伤的动态累积、抗剪强度参数弱化、断层的力学行为对边坡稳定性的影响,以及爆破振动长期累积损伤效应,构建了一套适用于循环爆破振动条件下的含断层边坡稳定性计算方法。以期填补现有技术在处理复杂地质条件下边坡稳定性评估方面的空白,为类似矿山边坡稳定性评价提供基础理论。

## 1 岩体累积损伤模型构建

刘新荣等<sup>[31]</sup>、吴廷尧<sup>[32]</sup>根据相似理论原理,以现场实测获取的爆破振动参量为基础,借助振动台试验,深入剖析了在爆破累积作用影响下,边坡所呈现出的损伤特征以及动力失稳特征。在露天矿开采

过程中,常需实施大规模的松动爆破,这种频繁的爆破活动会破坏岩石结构完整性,进而减弱岩石强度。随着加载速率的提升,岩体内部裂隙发育程度加剧,破坏形态更加显著,同时,冲击能量耗散也随之增加。将材料损伤程度定义为岩体损伤参量  $D$ ,取值为  $0 \leq D < 1$ 。断层面的存在增加了潜在滑动面的数量,断层带内的充填物通常比周围完整岩石的强度低得多,这会导致整个岩体的有效抗压强度下降。

基于损伤理论,做出如下假设:

1) 断层为各向同性材料,即在各个方向上的损伤具有等同性和连续性。

2) 当断层受到外荷载作用时,其受力只作用在断层内部没有受到破坏的部分,而受到破坏的那部分不会受力。因此,边坡岩体的损伤由2个部分组成:断层构成的初始损伤  $D_0$  和基于断层扩展的爆后裂隙损伤  $\Delta D$ 。根据损伤定义,岩体损伤参量  $D$  由原始承载面积和损伤后面积表示,即

$$D = \frac{S_M}{S} = \frac{S_0 + \Delta S}{S} = D_0 + \Delta D \quad (1)$$

式中:  $S_M$  为损伤后面积,  $\text{m}^2$ ;  $S$  为原始承载面积,  $\text{m}^2$ ;  $S_0$  为初始损伤面积,  $\text{m}^2$ ;  $\Delta S$  为爆后裂纹扩展而变化的损伤面积,  $\Delta S = S_M - S_0$ ,  $\text{m}^2$ 。

设单位岩体内裂纹的原始承载面积为  $2Hh$ ,有长为  $2a$  的初始裂纹,则初始损伤  $D_0$  为

$$D_0 = \frac{S_0}{S} = \frac{2ah}{2Hh} = \frac{a}{H} \quad (2)$$

式中:  $2H$  为裂纹受力面的长,  $\text{m}$ ;  $h$  为裂纹受力面的宽,  $\text{m}$ 。

受爆破应力波的振动作用,裂纹由最初的  $2a$  扩展了  $2e$ ,即爆后裂纹长度为  $2a+2e$ ,则爆后岩体损伤为

$$D = \frac{2a+2e}{2H} = \frac{a+e}{H} = \frac{a}{H} + \frac{e}{H} = D_0 + \Delta D \quad (3)$$

$$\Delta D = \frac{e}{H} = \frac{a}{H} \frac{e}{a} = D_0 \frac{e}{a} \quad (4)$$

爆破损伤发展模型为

$$D = D_0 + D_0 \frac{e}{a} = D_0 \left(1 + \frac{e}{a}\right) \quad (5)$$

最大损伤参量  $D_{\max}$  为

$$D_{\max} = D_0 \left(1 + \frac{e_{\max}}{a}\right) \quad (6)$$

式中:  $e_{\max}$  为爆破裂纹最大扩展长度,  $\text{m}$ 。

若多次重复爆破作用 ( $k=1, 2, 3, \dots, m$ ),其累积损伤即动态损伤为

$$\left\{ \begin{array}{l} D_0 = \frac{a}{H} \\ D_1 = \frac{a+e_1}{H} = D_0 + \frac{e_1}{H} \\ D_2 = \frac{a+e_1+e_2}{H} = D_1 + \frac{e_2}{H} \\ \vdots \\ D_m = \frac{a+\sum_{k=1}^m e_k}{H} = D_{m-1} + \frac{e_m}{H} = D_{m-1} + D_0 \frac{e_m}{a} \end{array} \right. \quad (7)$$

式中:  $e_k$  为第  $k$  次爆破后的裂纹扩展长度,  $\text{m}$ 。

当岩石受到较小的外力作用时,损伤参量很小,岩体主要表现为弹性行为。随着外力的增加,岩体内开始形成微裂纹,损伤参量逐渐增大。

边坡岩土体受到损伤后其抗剪强度发生不同程度的降低,为防止局部应力过大造成沉陷,根据各向同性损伤理论和爆破损伤发展模型,定义卸荷带内岩体抗剪强度指标<sup>[33]</sup>如式(8)、式(9)所示:

$$\varphi = \varphi_0 (1 - D) \quad (8)$$

$$c = c_0 (1 - D) \quad (9)$$

式中:  $\varphi$  为爆破损伤后的边坡岩体内摩擦角,  $(^\circ)$ ;  $\varphi_0$  为初始岩体的内摩擦角,  $(^\circ)$ ;  $c$  为爆破损伤后的边坡岩体黏聚力, MPa;  $c_0$  为初始岩体的黏聚力, MPa。

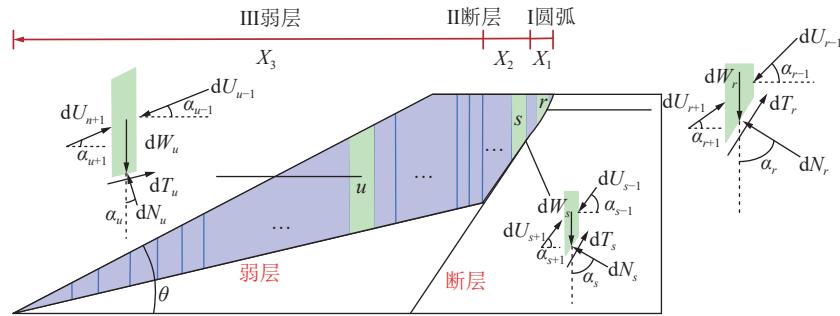
值得注意的是,在断层规模较大、岩体结构复杂或工程对精度要求较高的情况下,各向同性假设可能导致分析结果存在一定程度的偏差。

## 2 动-静载作用下含断层边坡稳定性计算方法

在边坡的塑性区域,土体通常处于较高的应力状态。爆破时产生的冲击波和振动是主要的动态载荷来源,可能导致土体内部的应变增加,特别是在动态载荷的短暂作用下,土体可能发生非弹性的塑性变形,导致土体的体积变化、变形加剧,甚至引发裂缝的形成和扩展。

### 2.1 静载作用下含断层边坡稳定性计算方法

根据边坡岩层特性、受力情况,充分分析受断层及弱层影响的边坡发生破坏的演化模式,认为边坡的潜在滑坡模式有3种<sup>[8]</sup>:剪切圆弧-断层-弱层构成的组合破坏、剪切圆弧-弱层构成的组合破坏、圆弧滑动。基于刚体极限平衡法,将滑体视为刚体,综合考虑后续计算需求,以剪切圆弧-断层-弱层构成的组合破坏模式为例进行受力分析,如图1所示。假定边坡体受到自身重力为  $W$ ,条块底面受到法向力为  $N$ 、切向力为  $T$ ,条块间相互推力为  $U$ ,滑块底面与



注:  $W_r$ 、 $W_s$ 、 $W_u$  分别为各段结构面第  $r$ 、 $s$ 、 $u$  条块的自身重力, kN;  $N_r$ 、 $N_s$ 、 $N_u$  分别为各段结构面第  $r$ 、 $s$ 、 $u$  条块底面受到的法向力, kN;  $T_r$ 、 $T_s$ 、 $T_u$  分别为各段结构面第  $r$ 、 $s$ 、 $u$  条块底面受到的切向力, kN;  $U_{r-1}$ 、 $U_{s-1}$ 、 $U_{u-1}$  分别为各结构面第  $r$ 、 $s$ 、 $u$  条块受到的第  $r-1$ 、 $s-1$ 、 $u-1$  条块传来的推力, kN;  $U_{r+1}$ 、 $U_{s+1}$ 、 $U_{u+1}$  分别为各结构面第  $r$ 、 $s$ 、 $u$  条块受到的第  $r+1$ 、 $s+1$ 、 $u+1$  条块传来的推力, kN;  $\alpha_r$ 、 $\alpha_s$ 、 $\alpha_u$  分别为各段结构面第  $r$ 、 $s$ 、 $u$  条块底面与水平面的夹角, ( $^\circ$ );  $\alpha_{r-1}$ 、 $\alpha_{s-1}$ 、 $\alpha_{u-1}$  分别为各段结构面第  $r-1$ 、 $s-1$ 、 $u-1$  条块底面与水平面的夹角, ( $^\circ$ );  $\alpha_{r+1}$ 、 $\alpha_{s+1}$ 、 $\alpha_{u+1}$  分别为各段结构面第  $r+1$ 、 $s+1$ 、 $u+1$  条块底面与水平面的夹角, ( $^\circ$ );  $X_1$ 、 $X_2$ 、 $X_3$  分别为第 I 、 II 、 III 段各结构面宽度, m

图 1 静载条件下边坡体受力分析

Fig.1 Force analysis of slope body under static loading condition

水平面的夹角为  $\alpha$ , 整体边坡角为  $\theta$ , 黏聚力为  $c$ , 内摩擦角为  $\varphi$ 。

不考虑孔隙水压力影响时, 根据安全系数的定义,  $F_s$  的计算式为

$$F_s = \frac{\sum_{r=1}^i \left( T_{rK} \prod_{r=1}^i \varepsilon_r \right) + \sum_{s=i+1}^j \left( T_{sK} \prod_{s=i+1}^j \varepsilon_s \right) + \sum_{u=j+1}^{n-1} \left( T_{uK} \prod_{u=j+1}^{n-1} \varepsilon_u \right) + T_{nK}}{\sum_{r=1}^i \left( T_{rX} \prod_{r=1}^i \varepsilon_r \right) + \sum_{s=i+1}^j \left( T_{sX} \prod_{s=i+1}^j \varepsilon_s \right) + \sum_{u=j+1}^{n-1} \left( T_{uX} \prod_{u=j+1}^{n-1} \varepsilon_u \right) + T_{nX}} \quad (10)$$

其中,

$$\left\{ \begin{array}{l} T_{rK} = dW_r \sin \alpha_r \tan \varphi_r + c_r \sin \alpha_r \int_0^{X_1} l_r dl \\ T_{sK} = dW_s \sin \alpha_s \tan \varphi_s + c_s \sin \alpha_s \int_0^{X_2} l_s dl \\ T_{uK} = dW_u \sin \alpha_u \tan \varphi_u + c_u \sin \alpha_u \int_0^{X_3} l_u dl \\ T_{nK} = dW_n \sin \alpha_n \tan \varphi_n \\ T_{rX} = dW_r \sin \alpha_r \\ T_{sX} = dW_s \sin \alpha_s \\ T_{uX} = dW_u \sin \alpha_u \\ T_{nX} = dW_n \sin \alpha_n \\ \varepsilon_r = \cos(\alpha_{r-1} - \alpha_r) - \frac{\tan \varphi_r}{F} \sin(\alpha_{r-1} - \alpha_r) \\ \varepsilon_s = \cos(\alpha_{s-1} - \alpha_s) - \frac{\tan \varphi_s}{F} \sin(\alpha_{s-1} - \alpha_s) \\ \varepsilon_u = \cos(\alpha_{u-1} - \alpha_u) - \frac{\tan \varphi_u}{F} \sin(\alpha_{u-1} - \alpha_u) \end{array} \right. \quad (11)$$

式中: 第 I 段圆弧,  $r=1, 2, \dots, i$ ; 第 II 段断层,  $s=i+1, i+2, \dots, j$ ; 第 III 段弱层,  $u=j+1, j+2, \dots, n-1$ ;  $T_{rK}$ 、 $T_{sK}$ 、 $T_{uK}$ 、 $T_{nK}$  分别为各段结构面第  $r$ 、 $s$ 、 $u$ 、 $n$  条块底面受到的抗滑力, kN;  $T_{rX}$ 、 $T_{sX}$ 、 $T_{uX}$ 、 $T_{nX}$  分别为各段结构面第  $r$ 、 $s$ 、 $u$ 、 $n$  条块底面受到的下滑力, kN;  $\varepsilon_r$ 、 $\varepsilon_s$ 、 $\varepsilon_u$  分别为各结构面上第  $r$ 、 $s$ 、 $u$  条块的推力传递系数;  $W_r$ 、 $W_s$ 、 $W_u$ 、 $W_n$  分别为各段结构面第  $r$ 、 $s$ 、 $u$ 、 $n$  条块的自身重力, kN;  $\alpha_r$ 、 $\alpha_s$ 、 $\alpha_u$ 、 $\alpha_n$  分别为各段结构面第  $r$ 、 $s$ 、 $u$ 、 $n$  条块底面与水平面的夹角, ( $^\circ$ );  $\varphi_r$ 、 $\varphi_s$ 、 $\varphi_u$ 、 $\varphi_n$  分

别为第  $r$ 、 $s$ 、 $u$ 、 $n$  条块的内摩擦角, ( $^\circ$ );  $c_r$ 、 $c_s$ 、 $c_u$  分别为第  $r$ 、 $s$ 、 $u$  条块的黏聚力, kPa;  $l_r$ 、 $l_s$ 、 $l_u$  分别为第  $r$ 、 $s$ 、 $u$  条块的宽度, m;  $l$  为条块的宽度, m;  $F$  为假定安全系数。

## 2.2 爆破作用下含断层边坡稳定性计算方法

张宁博等<sup>[34]</sup>、KESIMAL 等<sup>[35]</sup> 基于拟静力法建立失稳力学模型, 研究了边坡动力稳定性, 根据爆破振动衰减规律, 计算任意时刻作用于条块上爆破振动惯性力的大小。爆破地震波产生的冲击波和动载荷会对边坡造成额外的动载荷, 作用于边坡岩体上转化为动能做功, 通过岩体振动、原生裂隙扩展、新裂隙萌生做功释放, 使岩体产生应力应变变化。爆破振动产生的动应力可根据修正萨道夫斯基公式<sup>[36]</sup>进行求解:

$$v = K \left( \frac{\frac{1}{3}\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{\Omega_1} \left( \frac{\frac{1}{3}\sqrt[3]{Q}}{Z} \right)^{\Omega_2} \quad (12)$$

式中:  $v$  为质点振动速度, m/s;  $K$ 、 $\Omega_1$ 、 $\Omega_2$  分别为不同爆破方式、地质、场地条件的系数;  $Q$  为炸药量, kg;  $R$  为测点到爆源中心的水平距离, m;  $Z$  为测点与爆源间的垂直距离, m。

将爆破产生的冲击效应转化为等效静荷载<sup>[37]</sup>, 动力效应  $N_d$  用拟静力法表示为  $N_0$ , 如式(13)、式(14)所示:

$$N_d = \frac{Wa}{g} \quad (13)$$

$$N_0 = \beta N_d = \beta \frac{Wa}{g} \quad (14)$$

其中,  $g$  为重力加速度,  $\text{m/s}^2$ ;  $a$  为爆破引起的加速度,  $\text{m/s}^2$ ;  $W$  为自身重力,  $\text{kN}$ ;  $\beta$  为动力折减系数, 《采矿手册》中的取值为  $0.1 \sim 0.3$ <sup>[38]</sup>。动力折减系数  $\beta$  的选取与质点最大瞬时振动速度  $v_{\max}$  紧密相关, 参考各行业规范中拟静力法的计算规定<sup>[39]</sup>, 动力折减系数取值见表 1。

表 1 爆破动力折减系数

Table 1 Blasting power reduction factors

瞬时最大振动速 $v_{\max}/(\text{cm} \cdot \text{s}^{-1})$	$\leq 1.5$	$1.5 \sim 5.5$	$5.5 \sim 11$	$> 11$
$\beta$	1/4	1/7	1/10	1/12

爆破振动产生的横波和纵波作用于岩体, 对滑体产生的水平、竖直方向的荷载为

$$\begin{cases} F_p = \beta \frac{Wa_p}{g} \\ F_z = \beta \frac{Wa_z}{g} \end{cases} \quad (15)$$

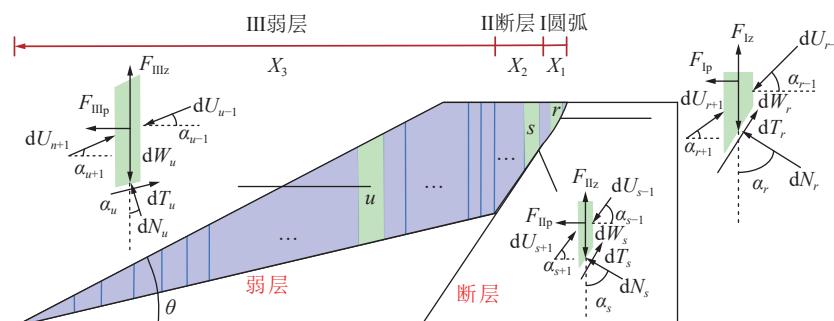
式中:  $F_p$  为水平爆破荷载, 指向滑体外侧,  $\text{kN}$ ;  $F_z$  为竖直爆破荷载, 指向滑体外侧向上,  $\text{kN}$ ;  $a_p$ 、 $a_z$  分别为水平、竖直方向的振动加速度,  $\text{m/s}^2$ 。

基于拟静力法和不平衡推力法, 考虑最危险情况下将爆破振动产生的纵波和横波转化为静荷载并施加在条块上<sup>[37]</sup>, 受力分析如图 2 所示。

同理, 分析一个典型条块  $\omega$ , 条块上的作用力满足力矩平衡, 法向力平衡为

$$\begin{aligned} N_\omega + F_z \cos \alpha_\omega + F_p \sin \alpha_\omega = \\ W_\omega \cos \alpha_\omega + U_{\omega-1} \sin (\alpha_{\omega-1} - \alpha_\omega) \end{aligned} \quad (16)$$

式中:  $N_\omega$  为  $\omega$  条块底面受到的法向力,  $\text{kN}$ ;  $\alpha_\omega$  为  $\omega$  条块底面与水平面的夹角, ( $^\circ$ );  $W_\omega$  为  $\omega$  条块的自身



注:  $F_{lp}$ 、 $F_{llp}$ 、 $F_{lls}$  分别为第 I、II、III 段各区段水平爆破荷载,  $\text{kN}$ ;  $F_{lz}$ 、 $F_{llz}$ 、 $F_{lls}$  分别为第 I、II、III 段各区段竖直爆破荷载,  $\text{kN}$ 。

图 2 动载条件下边坡体受力分析

Fig.2 Force analysis of slope body under dynamic loading condition

重力,  $\text{kN}$ ;  $U_{\omega-1}$  为第  $\omega$  条块作用于第  $\omega-1$  条块的推力,  $\text{kN}$ ;  $\alpha_{\omega-1}$  为  $\omega-1$  条块底面与水平面的夹角, ( $^\circ$ )。

切向力平衡为

$$\begin{aligned} T_\omega + U_\omega + F_z \sin \alpha_\omega &= F_p \cos \alpha_\omega + \\ U_{\omega-1} \cos (\alpha_{\omega-1} - \alpha_\omega) + W_\omega \sin \alpha_\omega & \end{aligned} \quad (17)$$

式中:  $T_\omega$  为  $\omega$  条块底面受到的切向力,  $\text{kN}$ ;  $U_\omega$  为第  $\omega$  条块作用于第  $\omega$  条块的推力,  $\text{kN}$ 。

则  $U_\omega$  可以表示为

$$\begin{aligned} U_\omega &= (W_\omega - F_z) \sin \alpha_\omega + F_p \cos \alpha_\omega + U_{\omega-1} \varepsilon_\omega - \\ c_\omega l_\omega \sec \alpha_\omega + \left[ (W_\omega - F_z) \cos \alpha_\omega - F_p \sin \alpha_\omega \right] \tan \varphi_\omega & \end{aligned} \quad (18)$$

式中:  $\varepsilon_\omega$  为  $\omega$  条块的推力传递系数;  $c_\omega$  为  $\omega$  条块的黏聚力,  $\text{kPa}$ ;  $l_\omega$  为  $\omega$  条块的宽度,  $\text{m}$ ;  $\varphi_\omega$  为  $\omega$  条块的内摩擦角, ( $^\circ$ )。

假设  $P_n=0$ , 则含断层边坡安全系数计算式  $F_s$  在动载作用下各参量为

$$\left\{ \begin{array}{l} T_{\omega K} = c_0 (1 - D_\omega) \sec \alpha_\omega \int_0^{X_1, X_2, X_3} l_\omega dl + \\ \left[ \left( W_\omega - \beta \frac{W_\omega a_{z\omega}}{g} \right) \cos \alpha_\omega - \beta \frac{W_\omega a_{p\omega}}{g} \sin \alpha_\omega \right] \tan \varphi_\omega \\ T_{nK} = \left( W_n - \beta \frac{W_n a_{zn}}{g} \right) \cos \alpha_n - \beta \frac{W_n a_{pn}}{g} \sin \alpha_n \\ T_{\omega X} = \left( W_\omega - \beta \frac{W_\omega a_{z\omega}}{g} \right) \sin \alpha_\omega + \beta \frac{W_\omega a_{p\omega}}{g} \cos \alpha_\omega \\ T_{nX} = \left( W_n - \beta \frac{W_n a_{zn}}{g} \right) \sin \alpha_n + \beta \frac{W_n a_{pn}}{g} \cos \alpha_n \\ a + \sum_{\omega=1}^n e_\omega \\ D_\omega = \frac{a}{H} \end{array} \right. \quad (19)$$

式中:  $T_{\omega K}$  为  $\omega$  条块底面受到的抗滑力,  $\text{kN}$ ;  $T_{\omega X}$  为  $\omega$  条块底面受到的下滑力,  $\text{kN}$ ;  $D_\omega$  为  $\omega$  条块的累积损伤参量程度;  $a_{z\omega}$  为  $\omega$  条块水平方向的振动加速度,

$m/s^2$ ;  $a_{po}$  为  $\omega$  条块竖直方向的振动加速度,  $m/s^2$ ;  $a_{zn}$  为  $n$  条块水平方向的振动加速度,  $m/s^2$ ;  $a_{pn}$  为  $n$  条块竖直方向的振动加速度,  $m/s^2$ ;  $\alpha_n$  为  $n$  条块底面与水平面的夹角, ( $^\circ$ );  $e_\omega$  为  $\omega$  条块的裂纹扩展长度,  $m$ 。

### 3 地震波传播规律与岩土体损伤劣化效应物理试验

以某露天矿边坡为研究对象,通过现场爆破测振、霍普金森压杆冲击试验相结合的方法构建岩体在循环爆破作用下累积损伤演化数学模型,揭示岩体损伤从初始微裂纹形成到结构整体劣化的动态过程,明确爆破振动强度、次数与岩体内部损伤之间的定量关系。

#### 3.1 地震波传播规律现场爆破测振试验

典型工程地质剖面形态如图 3 所示,边坡高度 145 m,边坡角 30°,含有一条倾角为 53°的顺倾断层,断裂宽度 1 m,倾向长度 216 m。断层作为初始损伤,本身就是破碎的地质结构,这就导致断层周围岩石可能存在裂隙,降低岩体整体强度。当岩体强度变弱时,易发生岩土体的滑动,在爆破冲击波的作用下,边坡上部岩体产生向下的推力,导致边坡体中部向外凸出,超过岩层抗弯强度折断剪出。边坡岩体初始物理力学参数见表 2。

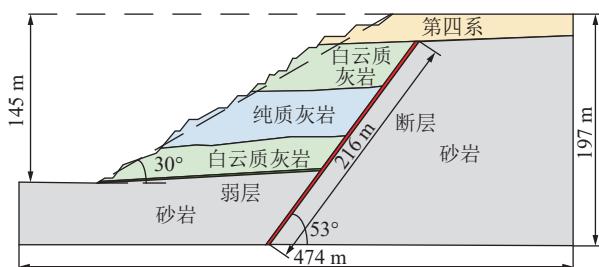


图 3 典型工程地质剖面

Fig.3 Typical engineering geological profile

表 2 岩体物理力学参数

Table 2 Physical and mechanical parameters of rock mass

地层岩性	岩体天然容重 $\gamma/(kN \cdot m^{-3})$	内摩擦角 $\phi/(^\circ)$	黏聚力 $c/kPa$	抗压强度 $\sigma/MPa$
第四系	19.50	28	100	1.80
白云质灰岩	25.60	33	490	24.28
纯质灰岩	26.60	27	650	53.75
弱层	19.00	10	50	—
断层	20.25	14	70	—
砂岩	25.00	35	900	80.00

综合考虑现场运输条件和工程实际后,选择沿爆破中心的径向布置一条测线进行测振。在单次爆

破振动测试中,断层两侧各布置 3 个测点,按照 10、20、40、80、160 m 近密远疏对数法的规律进行分布,监测点间距设计如图 4 所示。现场测振共进行 4 次,每次布设 6 个测点,每一测点同时测 3 个向量,传感器安装埋设如图 5 所示。测振完成后,整理分析、剔除异常数据,将各点  $x$ 、 $y$ 、 $z$  这 3 个方向的速度峰值和主振频率汇总,具体见表 3。随爆心距的增加,振动峰值速度下降,呈现出整体变小的趋势。爆破地震波的频率主要分布在 0~50 Hz,主振频率随着爆心距的增加而变小。各监测点的数据均保持在允许的振动速度区间之内,满足《爆破安全规程》(GB6722—2014) 中关于爆破振动安全速度的标准要求。

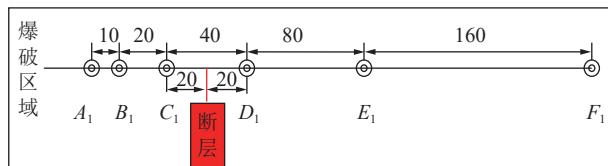


图 4 监测点间距设计

Fig.4 Design of monitoring point spacing



图 5 传感器现场安装

Fig.5 Sensor field installation diagram

对测振数据按照式 (12) 进行拟合分析,得到该工况下质点最大振动速度预测模型为式 (20)。分析表 3 及式 (20),振动速度与最大单响药量、高程差呈正相关关系,与爆心距呈负相关关系,对比  $K$ 、 $\Omega_1$ 、 $\Omega_2$  的数值可知,  $z$  方向振动速度比  $x$ 、 $y$  方向的振动速度要快。测点水平均高于爆破水平,测点与爆源间高差越大,爆破地震波传播到边坡所需时间和距离越长,质点振动速度受距离影响呈衰减趋势,随高程差的增大,振动速度缓慢减小,但在某些情况下,振动速度随高程的增加而略有增大的现象,这是因为位于台阶上的监测点,入射波经历反射、折射、绕射、透射现象汇聚于一点(图 6),造成能量集中,促使该点波速较高,但当入射波穿过断层带时大部分波会被反射,仅有少量波会穿透裂隙带形成透射波,造成

表3 实测振动数据  
Table 3 Measured vibration data

次数	最大单响药量/kg	测点	爆心距/m	高程差/m	振动峰值速度/(cm·s <sup>-1</sup> )			合速度/(cm·s <sup>-1</sup> )	振动频率/Hz		
					$v_x$	$v_y$	$v_z$		$F_x$	$F_y$	$F_z$
No.1	390	$A_1$	39.5	15	3.531 2	4.153 2	4.568 1	7.112 0	36.5	30.2	39.4
		$B_1$	45.6	20	2.824 7	3.861 4	4.203 5	4.332 0	24.0	29.6	35.8
		$C_1$	86.7	30	2.994 9	2.867 9	1.961 7	4.037 0	31.4	27.4	33.0
		$D_1$	126.5	30	1.470 8	1.484 0	0.645 7	2.026 0	24.4	25.8	26.3
		$E_1$	158.9	50	0.652 2	0.411 2	0.656 0	0.853 0	21.0	22.3	22.8
		$F_1$	194.5	50	0.372 8	0.270 1	0.236 8	0.385 0	18.9	20.3	16.3
No.2	292	$A_1$	171.2	10	0.337 5	0.375 1	0.513 0	0.561 0	27.5	29.1	43.4
		$B_1$	182.0	10	0.320 6	0.257 2	0.320 4	0.396 0	26.0	27.9	36.5
		$C_1$	202.5	20	0.311 9	0.222 8	0.306 9	0.340 0	24.3	23.6	28.5
		$D_1$	242.2	20	0.254 8	0.192 1	0.188 0	0.282 0	21.2	21.7	22.8
		$E_1$	323.1	30	0.174 6	0.130 0	0.117 2	0.185 0	18.3	22.4	19.7
		$F_1$	483.1	40	0.080 0	0.073 0	0.053 3	0.092 0	14.5	12.8	17.1
No.3	160	$A_1$	182.4	15	0.386 3	0.398 3	0.458 6	0.875 5	39.9	50.2	40.3
		$B_1$	194.1	15	0.479 4	0.368 1	0.478 0	0.591 0	30.8	40.6	39.1
		$C_1$	215.0	25	0.254 8	0.192 1	0.188 0	0.282 0	25.2	31.7	32.8
		$D_1$	255.4	25	0.217 0	0.186 1	0.269 7	0.345 0	22.2	31.6	25.1
		$E_1$	334.9	50	0.184 5	0.148 2	0.201 6	0.214 0	15.3	28.8	23.7
		$F_1$	494.1	60	0.062 2	0.070 0	0.093 9	0.109 0	13.3	27.1	19.7
No.4	293	$A_1$	35.9	15	5.457 7	5.563 7	5.965 4	9.815 0	47.2	35.4	43.3
		$B_1$	40.1	15	4.244 9	4.937 3	4.546 4	5.607 0	21.0	26.8	28.3
		$C_1$	60.4	30	3.485 0	3.540 5	3.378 1	5.992 0	15.8	22.0	27.2
		$D_1$	100.8	50	1.419 5	1.746 8	1.131 0	2.054 0	15.7	17.0	23.0
		$E_1$	130.8	60	1.243 5	1.108 3	2.572 1	2.788 0	10.8	12.8	21.0
		$F_1$	160.3	90	0.743 6	0.616 0	0.553 4	0.852 0	8.8	4.1	10.6

位于断层上部的爆破地震波速度值偏小, 不再满足高程放大效应。

$$\left\{ \begin{array}{l} v_x = 40.070 76 \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1.365 08} \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{Z} \right)^{-0.316 31} \\ v_y = 51.473 3 \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1.420 02} \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{Z} \right)^{-0.244 14} \\ v_z = 58.384 01 \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1.469 3} \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{Z} \right)^{-0.215 06} \end{array} \right. \quad (20)$$

式中:  $v_x$ 、 $v_y$ 、 $v_z$  分别为  $x$ 、 $y$ 、 $z$  方向的振动速度, cm/s。

### 3.2 岩土体损伤劣化效应霍普金森压杆冲击试验

以白云质灰岩和纯质灰岩为研究对象, 利用霍普金森压杆冲击试验系统研究不同冲击气压下(0.35~0.80 MPa)试样的动态压缩试验, 传播过程中的应力波较平滑, 未出现明显的横向振动, 且入射应

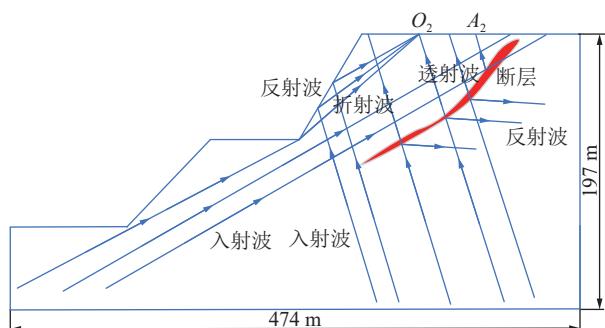


图6 振动波的传播路径

Fig.6 Propagation path of vibration wave

力与反射应力之和近似等于透射应力, 符合一维应力波和应力分布均匀性的前提假设。

分析图7 动态应力-应变曲线, 试样受冲击时应力快速上升至屈服点并达到峰值, 应力波输入能量释放导致试样发生形变, 并开始逐渐累积不可逆破坏。冲击气压越大, 动态应力-应变曲线起始斜率越大; 当应力-应变曲线不再遵循线性关系而发生偏移

时,表明岩样正经历从纯粹弹性行为向裂纹逐步稳定的屈服阶段转变;当应力-应变曲线达到峰值时,岩样从屈服状态进入破坏状态;此时内部微小裂隙扩展形成宏观贯通裂隙。

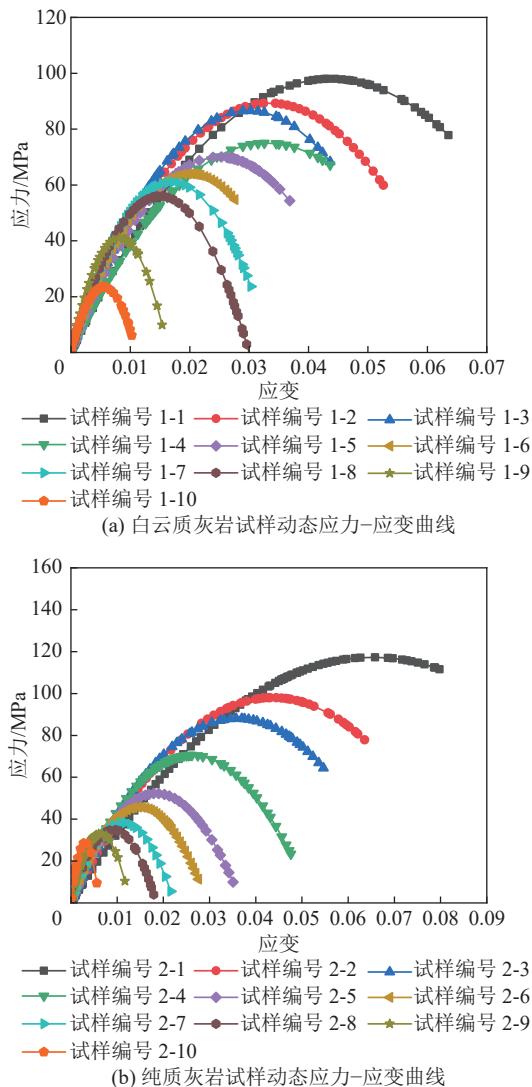


图7 岩样动态应力-应变曲线

Fig.7 Dynamic stress-strain curves of rock sample

统计损伤参量  $D$  与时间的关系(图8),随着冲击波作用时间的延长,  $D$  逐渐增大, 曲线形态呈现出相似性。在冲击载荷作用下, 岩样的动态损伤指标在弹性阶段内弹性能逐渐累积, 损伤几乎不产生, 随着作用时间的推移, 试样过渡到塑性阶段, 此时试样内部的缺陷在持续的外部能量输入下开始逐步萌生和成长, 内部裂纹朝着不稳定扩展方向发育,  $D$  以近似线性的方式增长。当应力-应变曲线到达峰值应力时, 动态损伤指标出现拐点, 从近似线性增长变为缓慢增长, 损伤持续累积, 直至达到其极限状态。

石灰岩由于非均质性和非连续性, 内部存在随机分布的微裂纹。当试样受到负荷时, 这些微裂纹

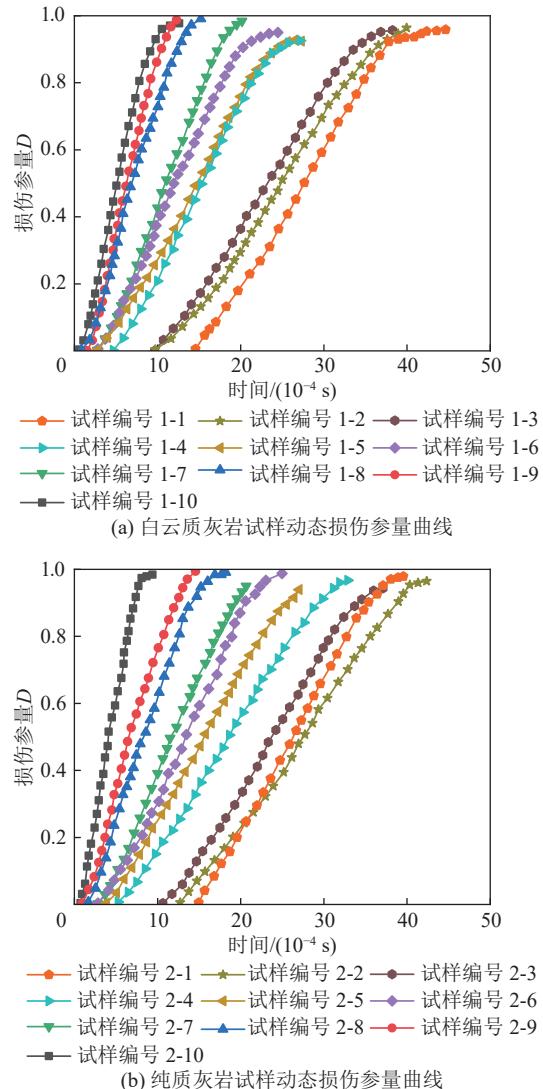


图8 动态损伤指标随时间变化曲线  
Fig.8 Curves of dynamic damage index with time

被激活并开始扩展。弹性阶段结束后, 局部应力集中现象愈发明显, 这成为微裂纹萌生的诱因。随着微裂纹逐渐发展, 演化为散布的细小裂纹, 标志着初始损伤的产生。随着应力水平持续上升, 裂纹不断扩展, 最终相互贯通, 致使损伤加剧。当试样接近临界状态时, 前期形成的分布裂纹迅速延伸, 裂纹之间相互连接、贯通形成主裂纹。主裂纹一旦产生, 便会持续扩展, 裂纹密度急剧增加, 最终宏观主裂纹出现。最终, 试样因破坏失稳而失效, 损伤程度也逐步趋近最大值。

当岩石受到冲击载荷作用时, 每次冲击波作用都会造成累积性损伤。将冲击次数  $m_1$  与损伤参量  $D$  进行指数拟合来分析岩石的损伤程度, 如图9所示。损伤参量  $D$  随冲击次数  $m_1$  的增加而变大, 表明岩石内部损伤程度加剧;随着冲击气压的增强, 用于岩体破碎的能量也随之增加, 从而降低了达到岩体

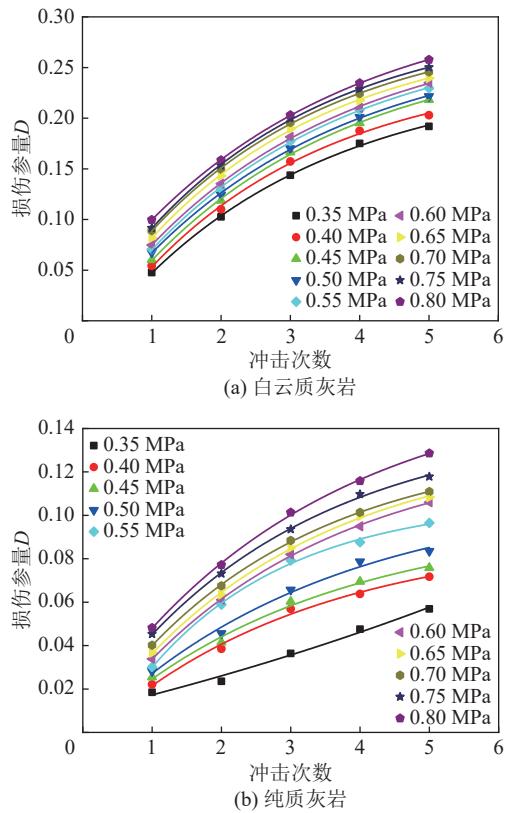


图 9 损伤参量与冲击次数的关系

Fig.9 Relationship between damage coefficient and number of impacts

完全破碎状态所需的循环冲击次数。因此,通过提升冲击气压,岩石破碎效率能够得到显著提升,这一点通过表 4 中拟合公式及相关系数得到了量化验证与支持。

表 4 不同冲击气压作用下岩体的损伤参量拟合公式

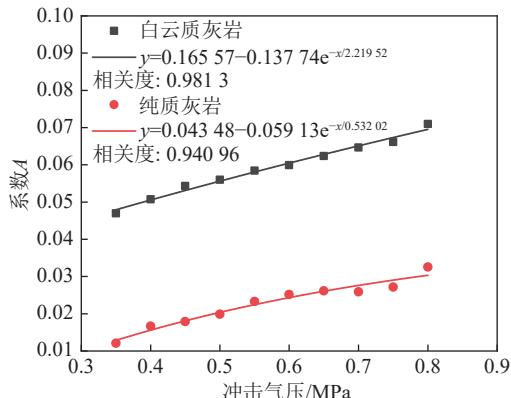
Table 4 Damage parameter fitting equations for rock mass under different impact air pressures

冲击气压/ MPa	白云质灰岩		纯质灰岩	
	拟合公式	$R^2$	拟合公式	$R^2$
0.35	$D=1-e^{-0.04697m_1}$	0.95312	$D=1-e^{-0.0121m_1}$	0.095539
0.40	$D=1-e^{-0.05075m_1}$	0.93696	$D=1-e^{-0.01665m_1}$	0.877350
0.45	$D=1-e^{-0.05433m_1}$	0.94103	$D=1-e^{-0.01788m_1}$	0.849860
0.50	$D=1-e^{-0.056m_1}$	0.91748	$D=1-e^{-0.0199m_1}$	0.858160
0.55	$D=1-e^{-0.05846m_1}$	0.91204	$D=1-e^{-0.0233m_1}$	0.804800
0.60	$D=1-e^{-0.05989m_1}$	0.89815	$D=1-e^{-0.02517m_1}$	0.860100
0.65	$D=1-e^{-0.06236m_1}$	0.85550	$D=1-e^{-0.02615m_1}$	0.830140
0.70	$D=1-e^{-0.06466m_1}$	0.82041	$D=1-e^{-0.02587m_1}$	0.915710
0.75	$D=1-e^{-0.06616m_1}$	0.81310	$D=1-e^{-0.02715m_1}$	0.910450
0.80	$D=1-e^{-0.07096m_1}$	0.81755	$D=1-e^{-0.03256m_1}$	0.862020

对比图 7—图 9 可以发现,在相同冲击气压下,纯质灰岩和白云质灰岩的应力-应变曲线差异显著。

纯质灰岩初始阶段斜率较大,表明其弹性模量较高,这得益于其致密均匀的结构和以方解石为主的矿物成分,使其在低应力下表现出较强的抗变形能力。进入塑性阶段后,曲线斜率逐渐减小,但仍保持一定韧性,说明其内部结构能够通过微裂纹缓慢扩展吸收能量,损伤演化较慢,破坏过程平缓。而白云质灰岩初始斜率较小,弹性模量较低,因其含有白云石和较多孔隙、裂隙,结构不均匀。进入塑性阶段后,曲线斜率迅速减小,损伤演化加快,内部缺陷在应力作用下快速扩展,导致能量吸收能力差,破坏突然。因此,白云质灰岩更易发生损伤累积,达到相同损伤参量所需时间更短、次数更少,表明其抗冲击性能较低、脆性较高。

将系数  $A$  与冲击气压值建立对应关系,如图 10 所示,揭示出冲击气压的高低与岩石的损伤严重度的关系。系数  $A$  随冲击气压的增大而变大,2 种岩样的吸能能力和破碎效率也随之提高,与前文损伤参量的变化规律相吻合。

图 10 系数  $A$  随冲击气压的变化规律Fig.10 Variation rule of coefficient  $A$  with impact air pressure

## 4 岩体强度劣化对边坡动-静力稳定性影响分析

### 4.1 不同动应力下边坡动-静力稳定性分析

利用 AutoCAD 软件,结合极限平衡分析法和拟静力法进行二次开发,考虑爆破振动对岩体抗剪强度参数的影响,分别计算初始损伤状态下边坡的静力稳定性及不同动应力下边坡动-静力稳定性。依据《非煤露天矿边坡工程技术规范》,综合考虑荷载形式确定安全储备系数为 1.23。初始损伤状态下边坡静力稳定性为 1.472,如图 11 所示。

在同一边坡岩体中,尽管不同岩体的微观结构和力学性质存在差异,但其损伤过程遵循相似的原理。爆破荷载作用下,岩石内部产生动态应力波,导

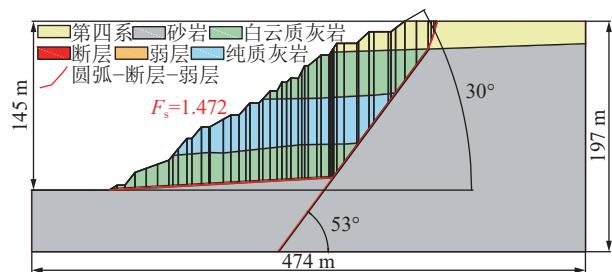


图 11 极限平衡法初始损伤状态下边坡静力稳定性计算结果

Fig.11 Calculation results of static stability of slope under initial damage state of limit equilibrium method

致微裂纹扩展及新裂纹形成。动荷载引起的累积损伤效应使得多次重复加载会导致材料疲劳,逐渐降低其力学性能。基于损伤机制的共通性,通过调整关键参数,将一种已知材料的爆破损伤劣化模型应用于同一边坡内的断层及其他岩体,从而推导出它们的劣化规律。文磊等<sup>[40]</sup>提出的强度损伤度,已知白云质灰岩和纯质灰岩的劣化数学模型,据式(21)

计算出其余岩体的损伤值。

$$D_B = 1 - \frac{\sigma_{c,B}}{\sigma_{c0,B}} = 1 - \eta(1 - D_A) \quad (21)$$

式中: $D_A$ 为已知岩体的损伤值; $D_B$ 为所求岩体的损伤值; $\sigma_{c,B}$ 为已知岩体的单轴抗压强度, MPa; $\sigma_{c0,B}$ 为未损伤岩体的单轴抗压强度, MPa; $\eta$ 为反映岩体完整性的经验系数,根据《工程岩体分级标准》确定,具体见表5。

表 5  $\eta$  与岩体完整性的对应关系

Table 5 Relationship between  $\eta$  and rock mass integrity

$\eta$	>0.75	0.75~0.55	0.55~0.35	0.35~0.15	$\leq 0.15$
完整程度	完整	较完整	较破碎	破碎	极破碎

基于试验得出的劣化数学模型及岩体结构的完整性程度,按照表5对第四系、砂岩、弱层、断层分别粗略取岩体完整性值为1.0、1.0、0.3、0.5,进而求出 $D$ ,得出岩体抗剪强度参数,见表6。

表 6 爆破振动后边坡抗剪强度参数  
Table 6 Slope shear strength parameters after blasting and vibration

$\sigma_2/\text{MPa}$	爆破振 动次数	第四系		白云质灰岩		纯质灰岩		弱层		断层		砂岩	
		内摩擦角 $\varphi/(\text{°})$	黏聚力 $c/\text{kPa}$										
0.003	50	26.59	94.98	31.34	463.38	25.64	617.34	2.85	14.25	6.65	33.24	33.24	854.78
	100	26.25	93.74	30.93	459.32	25.31	609.30	2.81	14.06	6.56	32.81	32.81	843.64
	200	26.14	93.36	30.81	457.45	25.21	606.83	2.80	14.00	6.54	32.68	32.68	840.90
0.030	50	26.56	94.84	31.30	464.74	25.61	616.49	2.85	14.23	6.64	33.20	33.20	853.60
	100	26.23	93.68	30.91	459.01	25.29	608.89	2.81	14.05	6.56	32.79	32.79	843.08
	200	26.14	93.35	30.81	457.42	25.20	607.17	2.80	14.00	6.53	32.67	32.67	840.16
0.300	50	26.33	94.03	31.03	460.73	25.39	611.18	2.82	14.10	6.58	32.91	32.91	846.25
	100	26.15	93.41	30.82	457.69	25.22	607.14	2.80	14.01	6.54	32.69	32.69	840.65
	200	26.13	93.33	30.80	457.34	25.20	606.67	2.80	14.00	6.53	32.67	32.67	840.01

为探究不同动应力 $\sigma_2$ 、振动次数 $m_2$ 条件下边坡的响应规律,分别以0.003、0.030、0.300 MPa爆破振动力计算在经过50、100、200次爆破振动后的损伤程度及动力安全系数。

当进行爆破作业时,产生的冲击波和震动会对周围的岩石结构造成直接的物理损伤。对于已经存在的断层,这种冲击可能会导致断层面的进一步开裂或位移,从而改变断层的几何特征。随爆破冲击力的增大、次数的增多,对边坡岩体造成的累积性损伤逐渐加剧,初次爆破产生的微裂隙在后续多次爆破振动作用下逐渐联通、扩展,形成宏观裂缝,甚至

诱发新的断裂面。这些裂隙和断裂面的存在,削弱了岩石的完整性,降低了岩体的抗剪强度,直接关系到边坡岩体的整体稳定性和安全性。岩体内部结构损伤的累积还会导致塑性变形增大,使得岩体在承受外部荷载时更容易发生破坏。进行边坡动-静力稳定性计算,结果见表7。

根据表7中的计算结果,边坡安全系数随动应力、振动次数增加而降低,说明当作用到岩体的动应力越大时,岩体损伤程度越大,滑体位移量越大,岩石裂缝的生成、扩展以及结构的破碎过程越快,边坡安全系数越小。

表 7 极限平衡法边坡动-静力安全系数计算结果

Table 7 Calculation results of dynamic and static safety coefficients of slope by limit equilibrium method

$\sigma_2/\text{MPa}$	爆破振动次数	极限平衡分析结果		
		边坡静力安全系数	边坡动力安全系数	相对静力安全系数降低率/%
0.003	50	1.399	1.380	1.36
	100	1.395	1.369	1.86
	200	1.371	1.339	2.33
0.030	50	1.397	1.377	1.43
	100	1.391	1.364	1.94
	200	1.371	1.338	2.41
0.300	50	1.367	1.353	1.02
	100	1.360	1.334	1.91
	200	1.353	1.312	3.03

从图 12 可以看出, 随着动应力的增大和爆破振动次数的增多, 边坡动力安全系数的降低率呈幂函数增大趋势, 说明爆破振动程度对边坡稳定性的影响更加明显。

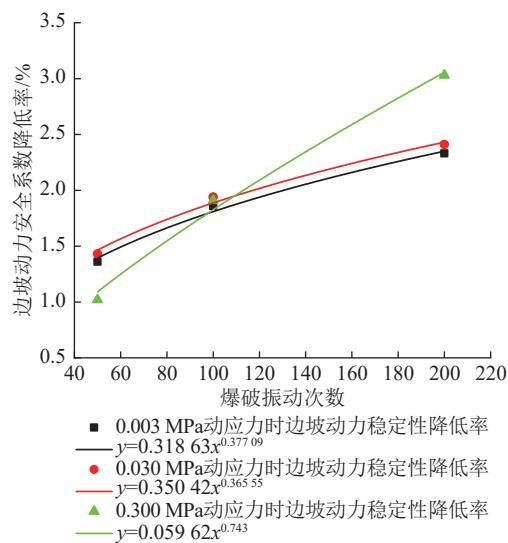


图 12 边坡动力安全系数变化曲线

Fig.12 Variation curves of slope dynamic safety coefficient

#### 4.2 基于强度折减法边坡动-静力稳定性分析验证

利用数值模拟软件 FLAC<sup>3D</sup> 探究循环爆破振动作用下含断层边坡稳定性变化规律及失稳演化机制, 选用摩尔库仑模型。对初始损伤状态下边坡静力稳定性进行数值模拟, 结果如图 13 所示。为更真实地反映边坡位移动态演化特征, 对模型沿走向方向每隔 100 m 切割剖面。通过逐步降低岩体强度参数, 上部岩体在重力和应力集中作用下发生沉降变形, 中段岩体沿坡面方向出现平行位移, 随着变形发展,

下部岩体沿弱层面开始发生剪切破坏, 整个岩体沿该层面发生整体滑动。导致原本可能存在的剪切圆弧模式与断层、弱层相互作用, 形成更加复杂的滑动路径, 即剪切圆弧-断层-弱层组合滑动模式, 滑坡机制从最初的推移式(以重力直接推动为主)逐渐转变为牵引式(断层和弱层的滑动拉动上覆岩体), 加剧了滑坡的风险性, 其静力安全系数为 1.477。

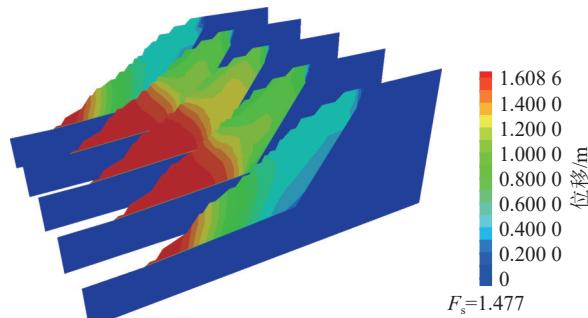


图 13 强度折减法初始损伤状态下边坡静力稳定性计算结果

Fig.13 Calculation results of static stability of slope under initial damage state of strength discount method

在进行爆破地震波荷载的模拟时, 在模型的 3 个侧面和底面采用无反射边界、左侧面采用速度边界, 以考虑爆破地震波的传播, 以前次爆破造成损伤后的剪切强度参数作为初始值。引入爆破地震波作为动力荷载, 在动力计算完成后利用强度折减法计算出不同动应力条件下边坡的动静力安全系数, 见表 8。

表 8 强度折减法边坡动-静力安全系数计算结果

Table 8 Calculation results of dynamic and static safety coefficients of slopes by strength reduction method

$\sigma_2/\text{MPa}$	爆破振动次数	数值模拟结果		
		边坡静力安全系数	边坡动力安全系数	相对静力安全系数降低率/%
0.003	50	1.400	1.383	1.21
	100	1.395	1.371	1.72
	200	1.371	1.343	2.04
0.030	50	1.398	1.380	1.29
	100	1.393	1.369	1.72
	200	1.370	1.341	2.12
0.300	50	1.371	1.354	1.24
	100	1.363	1.339	1.76
	200	1.353	1.316	2.41

根据表 7、表 8 的结果, 极限平衡分析结果与数值模拟结果差别不大, 说明提出的动-静载作用下含

断层边坡稳定性计算方法的合理性。理论计算与数值计算结果之间存在的偏差,主要归因于剖面位置选取、动态荷载处理、边坡变形的不同假设和方法。如图14所示,随着爆破振动强度的增加,边坡动静力安全系数呈线性下降趋势;同样,随着振动次数的增加,边坡动静力安全系数也呈线性下降。然而,振动强度对边坡稳定性的影响更为显著。这是因为振动强度直接决定了爆破能量的输入和边坡的瞬时响应,而振动次数的影响主要通过累积损伤体现。尽管两者都会导致边坡稳定性的下降,但高强度爆破对边坡的即时破坏作用更为明显,需特别关注其设计与控制。

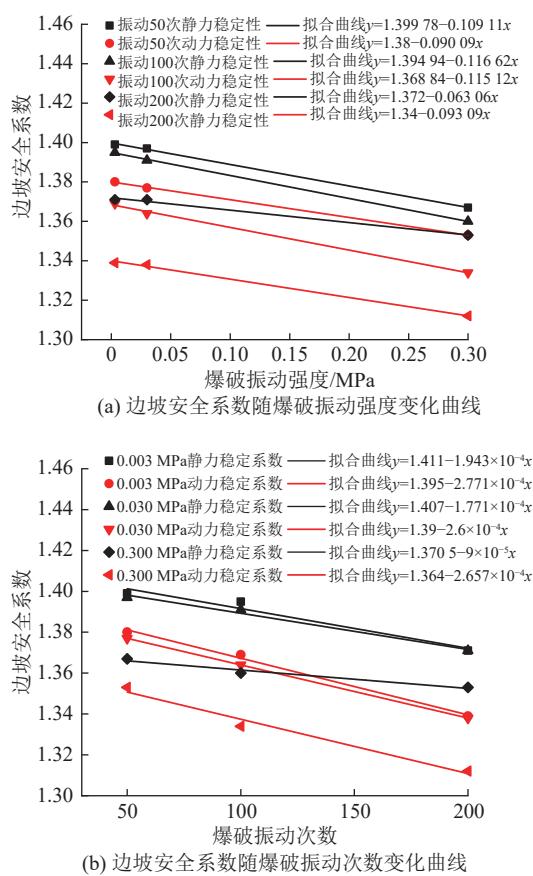


图14 爆破振动关键参数敏感性分析

Fig.14 Sensitivity analysis of key parameters of blast vibration

以0.300 MPa动应力在经历200次振动后动力安全系数1.316为基准,粗略计算该边坡还能承受爆破振动次数,如式(22)所示:

$$1.339 - \frac{1.339 - 1.316}{100} m_2 \leq 1.23 \quad (22)$$

该剖面再经历473次爆破振动时,其动力安全系数为1.23021,大于1.23,说明该剖面能够安全承受已施加的爆破荷载,满足安全生产的要求。而在

第474次爆破振动时,其安全系数为1.22998,小于1.23,不满足安全储备系数,意味着爆破振动的累积损伤效应已逼近临界状态。应综合考虑初始设计,通过优化边坡角度和改变边坡形态来增强稳定性,确保边坡在服务期限内安全可靠。爆破振动对边坡稳定性的影响核心在于累积损伤,长期振动会削弱岩体结构,加剧滑坡风险。在矿山开采活动中,这一研究成果能应用于实时监测和评估爆破振动对边坡的具体影响,进而优化爆破参数,降低振动强度,实现作业过程中的精确安全评估,确保开采作业的安全性。

## 5 结 论

1) 通过现场爆破测振试验、霍普金森压杆冲击试验以及疲劳累积损伤理论,系统分析了循环爆破地震波对岩石累积损伤作用机制,构建了兼顾振动特性、作用次数与岩体固有属性之间关系的累积损伤动态模型,揭示了爆破地震波冲击下岩石损伤的动态累积演化规律,并建立了爆破损伤参量与爆破次数之间的数学关系式,为预测多轮爆破作业后岩土体损伤的累积趋势提供了有效依据。

2) 通过综合考虑爆破振动的长期累积效应、边坡内部不平衡应力分布及岩层的动态劣化特性,有效整合了拟静力法、不平衡推力法与岩土体动态损伤劣化模型,提出了循环爆破累积作用下含断层边坡稳定性计算方法,并进行了工程应用。

3) 在爆破振动冲击波的持续作用下,边坡岩体损伤从微裂缝到宏观裂隙逐渐积累,伴随微小位移与形变渐进增加,其抗剪强度逐渐降低,随着动应力的增大和爆破振动次数的增多,边坡动-静力安全系数的降低率呈幂函数增大趋势。据此预测了该典型剖面在确保安全生产标准下还可承受473次爆破振动,验证了所提边坡稳定性计算方法的科学性和可靠性,为类似工程实践提供了有力的支持。

## 参考文献(References):

- [1] 李屹,夏祥生,徐继业,等.爆破振动作用下含断层边坡动力响应分析[J].矿冶工程,2024,44(1):21-24,30.  
LI Yi, XIA Xiangsheng, XU Jiye, et al. Dynamic response of slope with fault under blast vibration[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2024, 44(1): 21-24, 30.
- [2] 厉美杰,杜军,王洪强,等.爆破振动对露天矿山永久边坡稳定性的影响分析[J].爆破,2023,40(1):170-176.  
LI Meijie, DU Jun, WANG Hongqiang, et al. Influence analysis of blasting vibration on stability of permanent slope in open-pit mine[J]. Blasting, 2023, 40(1): 170-176.

- [3] 王子一,吴桂义,罗畅,等.多次爆破振动下陡边坡振动响应及稳定性研究[J].爆破,2023,40(3):158–169,176.  
WANG Ziyi, WU Guiyi, LUO Chang, et al. Study on vibration response and stability of steep slope under multiple blasting vibrations[J]. Blasting, 2023, 40(3): 158–169, 176.
- [4] SU H Y, MA S. Study on the stability of high and steep slopes under deep bench blasting vibration in open-pit mines[J]. *Frontiers in Earth Science*, 2022, 10: 990012.
- [5] BAZZI H, NOFERESTI H, FARHADIAN H. Modelling the effect of blast-induced vibrations on the stability of a faulted mine slope[J]. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 2020, 120(10): 591–597.
- [6] 孙鹏昌,卢文波,雷振,等.单薄山体岩质高边坡爆破振动响应分析及安全控制[J].岩土工程学报,2021,43(5):877–885.  
SUN Pengchang, LU Wenbo, LEI Zhen, et al. Blasting vibration response and control of high rock slopes of thin mountain[J]. *Chinese Journal of Geotechnical Engineering*, 2021, 43(5): 877–885.
- [7] 王东,王珍,曹兰柱,等.断层位置对露天矿顺倾层状边坡稳定性的影响研究[J].中国安全科学学报,2014,24(12):83–89.  
WANG Dong, WANG Zhen, CAO Lanzhu, et al. Influence of fault's position on stability of dip bedded slope in surface mines[J]. *China Safety Science Journal*, 2014, 24(12): 83–89.
- [8] 王东,王珍,曹兰柱,等.露天矿含斜交断层顺倾层状边坡稳定性三维数值模拟[J].安全与环境学报,2016,16(3):140–144.  
WANG Dong, WANG Zhen, CAO Lanzhu, et al. 3D numerical simulation for the stability of the dip-bedded slope with a heterotrophic fault in the open-cast mine[J]. *Journal of Safety and Environment*, 2016, 16(3): 140–144.
- [9] 王珍,曹兰柱.斜交断层影响下露天煤矿顺倾层状边坡稳定性研究[J].煤炭科学技术,2020,48(5):69–74.  
WANG Zhen, CAO Lanzhu. Study on dip bedded slope stability of open-pit coal mine under influence of oblique fault[J]. *Coal Science and Technology*, 2020, 48(5): 69–74.
- [10] 曹兰柱,张秀平,王东,等.含断层露天矿逆倾层状边坡稳定性数值模拟[J].金属矿山,2015(3):178–182.  
CAO Lanzhu, ZHANG Xiuping, WANG Dong, et al. Numerical simulation on the stability of anti-dip layered slope at open-pit mine with faults[J]. *Metal Mine*, 2015(3): 178–182.
- [11] 曹兰柱,王珍,王东,等.露天矿含断层逆倾软岩边坡滑移模式及稳定性研究[J].安全与环境学报,2018,18(2):457–461.  
CAO Lanzhu, WANG Zhen, WANG Dong, et al. Study on the sliding mode and stability of counter-dip bedded soft rock slope with fault in surface mine[J]. *Journal of Safety and Environment*, 2018, 18(2): 457–461.
- [12] 李丽君.基于ADINA的岩石边坡动力响应及稳定性研究[J].小水电,2023(4):33–38.  
LI Lijun. Research on dynamic response and stability of rock slope based on ADINA[J]. *Small Hydro Power*, 2023(4): 33–38.
- [13] 李瑞青,许红涛,陈占军,等.含断层高边坡在爆破震动作用下的动力响应特性研究[J].中国农村水利水电,2007(12):67–70,73.  
LI Ruiqing, XU Hongtao, CHEN Zhanjun, et al. Study on the dy-
- namic response of high slope with fault under the action of blasting vibration[J]. *China Rural Water and Hydropower*, 2007(12): 67–70, 73.
- [14] 李源源,李屹,张良兵,等.爆破地震波作用下含断层结构面高陡边坡动力响应分析[J].有色金属工程,2023,13(7):96–107,119.  
LI Yuanyuan, LI Yi, ZHANG Liangbing, et al. Dynamic response analysis of high steep slope with fault structural plane under blasting seismic wave[J]. *Nonferrous Metals Engineering*, 2023, 13(7): 96–107, 119.
- [15] 何风贞,李桂臣,阚甲广,等.岩石多尺度损伤研究进展[J].煤炭科学技术,2024,52(10):33–53.  
HE Fengzhen, LI Guichen, KAN Jiaguang, et al. Research progress on multi-scale damage of rock[J]. *Coal Science and Technology*, 2024, 52(10): 33–53.
- [16] BAHMANI B, ABEDI R, CLARKE P L. A stochastic bulk damage model based on Mohr-coulomb failure criterion for dynamic rock fracture[J]. *Applied Sciences*, 2019, 9(5): 830.
- [17] 陈有亮,肖鹏,杜曦,等.岩石非线性黏弹性损伤蠕变模型研究[J].应用力学学报,2025,42(1):133–140.  
CHEN Youliang, XIAO Peng, DU Xi, et al. Study on nonlinear viscoelastic-plastic damage creep model of rock[J]. *Chinese Journal of Applied Mechanics*, 2025, 42(1): 133–140.
- [18] 雷涛,钱正昆,叶海旺,等.冲击荷载作用下闪长岩动力学特性和损伤本构研究[J].金属矿山,2025(3):53–62.  
LEI Tao, QIAN Zhengkun, YE Haiwang, et al. Study on the dynamic characteristics and damage constitutive of diorite under impact loading[J]. *Metal Mine*, 2025(3): 53–62.
- [19] 张志镇,滕业奇,周睿,等.岩石非线性细观损伤—塑性耦合本构模型及其数值实现[J].岩石力学与工程学报,2024,43(6):1425–1442.  
ZHANG Zhizhen, TENG Yeqi, ZHOU Rui, et al. Nonlinear mesoscale damage-plasticity coupled constitutive model for rocks and its numerical implementation[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2024, 43(6): 1425–1442.
- [20] 刘志祥,晏孟洋,张双侠,等.考虑岩石微缺陷影响的损伤本构模型[J].黄金科学技术,2023,31(3):507–515.  
LIU Zhixiang, YAN Mengyang, ZHANG Shuangxia, et al. Damage constitutive model considering the effect of rock microdefects[J]. *Gold Science and Technology*, 2023, 31(3): 507–515.
- [21] 张艳博,王科学,姚旭龙,等.基于波速场成像技术的岩石损伤评价研究[J].岩石力学与工程学报,2019,38(12):2404–2417.  
ZHANG Yanbo, WANG Kexue, YAO Xulong, et al. Rock damage evaluation based on wave velocity field imaging technology [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2019, 38(12): 2404–2417.
- [22] 李允忠,王志亮,黄佑鹏,等.循环爆破载荷下岩石累积损伤效应研究[J].爆破,2019,36(2):47–53.  
LI Yunzhong, WANG Zhiliang, HUANG Youpeng, et al. Numerical study of cumulative damage effect of rock under cyclic blast loading[J]. *Blasting*, 2019, 36(2): 47–53.
- [23] 同长斌.爆破作用下岩体累积损伤效应及其稳定性研究[D].长沙:中南大学,2006.

- YAN Changbin. Study on cumulative damage effects and stability of rock mass under blasting loading[D]. Changsha: Central South University, 2006.
- [24] 同长斌,王贵军,张辉,等.岩体爆破累积损伤效应的声波形态变化特征[J].合肥工业大学学报(自然科学版),2009,32(10):1481–1484,1489.
- YAN Changbin, WANG Guijun, ZHANG Hui, et al. Variation characters of acoustic waveforms caused by rock mass blasting cumulative damage effects[J]. Journal of Hefei University of Technology (Natural Science), 2009, 32(10): 1481–1484, 1489.
- [25] 褚怀保,叶红宇,杨小林,等.基于损伤累积的爆破振动传播规律试验研究[J].振动与冲击,2016,35(2):173–177.
- CHU Huabiao, YE Hongyu, YANG Xiaolin, et al. Experiments on propagation of blasting vibration based on damage accumulation[J]. Journal of Vibration and Shock, 2016, 35(2): 173–177.
- [26] 杨国梁,杨仁树,车玉龙.周期性爆破振动下围岩的损伤累积效应[J].煤炭学报,2013,38(S1):25–29.
- YANG Guoliang, YANG Renshu, CHE Yulong. Damage accumulative effect of surrounding rock under periodic blasting vibration[J]. Journal of China Coal Society, 2013, 38(S1): 25–29.
- [27] GU Q X, ZHANG Q, DAI W L, et al. A novel statistical damage constitutive model of rock joints considering normal stress and joint roughness[J]. International Journal of Damage Mechanics, 2025, 34(2): 326–351.
- [28] ZHU Y M, TANG Y L, WANG H C, et al. Development of a dynamic cumulative damage model and its application to underground hydropower Caverns under multiple blasting[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2024, 184: 105948.
- [29] LU Y, JIN C Y, WANG Q, et al. Modeling study on cumulative damage effects and safety control criterion of open-pit final slope under blasting[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2024, 57(3): 2081–2101.
- [30] 杨建华,代金豪,姚池,等.岩石高边坡爆破开挖损伤区岩体力学参数弱化规律研究[J].岩土工程学报,2020,42(5):968–975.
- YANG Jianhua, DAI Jinhao, YAO Chi, et al. Weakening laws of rock mass properties in blasting excavation damage zone of high rock slopes[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2020, 42(5): 968–975.
- [31] 刘新荣,邓志云,刘永权,等.地震作用下水平层状岩质边坡累积损伤与破坏模式研究[J].岩土力学,2019,40(7):2507–2516.
- LIU Xinrong, DENG Zhiyun, LIU Yongquan, et al. Study of cumulative damage and failure mode of horizontal layered rock slope subjected to seismic loads[J]. Rock and Soil Mechanics, 2019, 40(7): 2507–2516.
- [32] 吴廷尧.露天转地下开采边坡断层带爆破累积损伤及失稳特征研究[D].武汉:中国地质大学,2022.
- WU Tingyao. Accumulated damage of strength in fault zones and slope stability under open pit to underground mining[D]. Wuhan: China University of Geosciences, 2022.
- [33] 何思明,王全才.人工高切坡的长期强度指标研究[J].四川大学学报(工程科学版),2005,37(6):26–30.
- HE Siming, WANG Quancai. Study on long-term strength index of high cut slope[J]. Journal of Sichuan University (Engineering Science Edition), 2005, 37(6): 26–30.
- [34] 张宁博,赵善坤,邓志刚,等.动静载作用下逆冲断层力学失稳机制研究[J].采矿与安全工程学报,2019,36(6):1186–1192.
- ZHANG Ningbo, ZHAO Shankun, DENG Zhigang, et al. Mechanical instability mechanism of thrust fault under static and dynamic loading[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, 36(6): 1186–1192.
- [35] KESIMAL A, ERCIKDI B, CIHANGIR F. Environmental impacts of blast-induced acceleration on slope instability at a limestone quarry[J]. Environmental Geology, 2008, 54(2): 381–389.
- [36] 娄云雷,陈建敏,叶李胜,等.爆破震动中萨道夫斯基公式及其修正公式的对比研究[C]:中国地质学会地质学报编辑部.第一届全国青年地质大会论文集.2013:1193–1194.
- [37] 姜聚宇,路烨,曹兰柱,等.动–静载作用下端帮开采支撑煤柱参数设计方法[J].煤炭科学技术,2023,51(5):53–62.
- JIANG Juyu, LU Ye, CAO Lanzhu, et al. Parameter design of coal pillar in highwall mining under action of dynamic-static load[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(5): 53–62.
- [38] YOSHIDA N, KOBAYASHI S, SUETOMI I, et al. Equivalent linear method considering frequency dependent characteristics of stiffness and damping[J]. Soil Dynamics and Earthquake Engineering, 2002, 22(3): 205–222.
- [39] SASAOKA T, KARIAN T, HAMANAKA A, et al. Application of highwall mining system in weak geological condition[J]. International Journal of Coal Science & Technology, 2016, 3(3): 311–321.
- [40] 文磊,罗周全,杨仕教,等.岩体损伤度的点荷载强度计算及分析[J].工程科学学报,2017,39(2):175–181.
- WEN Lei, LUO Zhouquan, YANG Shijiao, et al. Analyses and calculation of point load strength on rock mass damage index[J]. Chinese Journal of Engineering, 2017, 39(2): 175–181.