复合岩体微差爆破损伤破坏与分形特征研究*

王圣凤[1],张拥军[1],缪玉松[2],李小双[3],刘飞[1],孙卓明[1]

(1.青岛理工大学 土木工程学院, 山东 青岛市 266520;
2.青岛理工大学 理学院, 山东 青岛市 266520;
3.常州大学 城市建设学院, 江苏 常州市 213164)

摘要:为研究复合岩体中爆破产生的复杂应力波所引起的岩体损伤分布特征,基于LS-DYNA软件建立了由岩石Ⅰ(相对较硬)和岩石Ⅱ(相对较软)组成的复合岩体双孔爆破模型,讨论了不同的起爆顺序和起爆延期时间下岩石的损伤规律。研究结果表明:在复合岩体中,爆破应力波叠加后,岩石Ⅰ中的应力波会覆盖岩石Ⅱ中的应力波继续传播;有效应力在岩石Ⅰ中的衰减率比岩石Ⅱ中的大,导致岩石Ⅰ中整体的有效应力比岩石Ⅱ中的小;复合岩体中两炮孔间的有效应力呈先减小后增加的趋势,且岩石Ⅰ中整体有效应力始终比岩石Ⅱ中的低;岩石的分形维数随延期时间的增加呈先减小后增大的趋势,岩石Ⅰ中的炮孔先起爆时岩石的分形维数大于岩石Ⅱ中的炮孔先起爆的情况。相关结论对类似条件的岩体工程爆破施工具有一定的参考意义。

关键词:复合岩体;爆破荷载;分形维数;数值模拟

中图分类号:TD235 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)03-0172-08

Study on Millisecond Blasting Damage and Fractal Characteristics of Composite Rock Mass

WANG Shengfeng[1], *ZHANG Yongjun*[1], *MIU Yusong*[2], *LI Xiaoshuang*[3], *LIU Fei*[1], *SUN Zhuoming*[1]

(1.School of Civil Engineering, Qingdao University of Technology, Qingdao, Shandong 266520, China;
2.School of Science, Qingdao University of Technology, Qingdao, Shandong 266520, China;
3.School of Urban Construction, Changzhou University, Changzhou, Jiangsu 213164, China)

Abstract: To explore the damage distribution characteristics of rock mass caused by complex stress wave generated by blasting in soft and hard composite rock mass, a double-hole blasting model of composite rock mass composed of rock Ⅰ (relatively hard) and rock Ⅱ (relatively soft) was established based on LS-DYNA software. The damage law of rock under different initiation sequence and initiation delay time was discussed. The results show that in the composite rock mass, after the superposition of blasting stress waves, the stress waves in Rock Ⅰ override those in Rock Ⅱ and propagate further. The attenuation rate of effective stress in Rock Ⅰ is larger than that in Rock Ⅱ, resulting in the overall effective stress in Rock Ⅰ being smaller than that in Rock Ⅱ. The effective stress between the two blast holes in the composite rock mass decreases first and then increases, and the overall effective stress in Rock Ⅰ is always lower than that in Rock Ⅱ. The fractal dimension of rock decreases first and then increases with the increase of delay time. The fractal dimension of rock in Rock Ⅰ is larger than that in Rock Ⅱ when the blast hole is detonated first. The findings provide a reference significance for blasting construction in rock masses engineering under similar conditions.

Key words: Composite rock mass, Blasting load, Fractal dimension, Numerical simulation

0 引言

爆破作为一种高效、经济的岩石破碎手段,广泛应用于矿山开采[1-2]、隧道掘进[3]、基坑开挖[4]等领域。但由于天然岩体的非均质各向异性和地下工程结构的复杂性,限制了钻爆法在地下工程施工中的应用[5]。

模型试验是研究岩体动力学特性的重要手段,

* **收稿日期**:2025-03-28
基金项目:青岛市科学惠民示范项目(23-2-8-cspz-13-nsh);国家自然科学基金青年科学基金项目(52104089);山东省自然科学基金资助项目(ZR2022QD102);青岛理工大学研究生教改项目(Y022023-010)
作者简介:王圣风(1999—),男,山东潍坊人,硕士研究生,主要研究方向为岩土工程。E-mail:2549845377@qq.com
通信作者:张拥军(1974—),男,山东青岛人,博士,教授,主要研究方向为岩土工程、隧道与地下空间。E-mail:zyjun@qut.edu.cn

可以在一个相对安全的环境下研究岩体的动态破碎机理。刘希灵等[6]通过断铅试验研究了弹性波在不同岩石中的衰减特性,发现岩石内部颗粒的紧密程度越高,弹性波的衰减越小。王雁冰等[7]对6种不同组合倾角的软硬组合岩体进行了动态冲击试验,发现组合倾角为45°~60°时软硬介质组合岩体容易被破坏。王凯等[8]分析了不同裂隙位置和角度对煤岩组合结构试样力学特性演变及渐进破坏特征的影响,并研究了其应力场演化、裂纹萌生扩展与特征应力值的动态演变关系。杜锋等[9]发现界面倾角的增大会导致组合结构试样的抗压强度降低,且试样的破坏形式由压剪破坏变为界面滑移破坏。

然而,岩石动力特性试验多为依据相似原理开展的小规模缩比试验。受试验规模限制,很难精准且全面地呈现出大规模结构在爆破荷载作用下的实际动力响应情况[10]。DING等[11]研究了软、硬岩层中岩体物理性质对爆破应力波传播和裂纹扩展过程的影响,并对层状复合岩石界面应力波的模态变换进行了分析。邱贤德等[12]利用超动态应变测试系统对复合岩体预裂爆破装药量、装药结构等影响因素进行了试验研究,并通过超声波仪对爆破后保留区的岩体进行了损伤检测。郎颖娴等[13]研究了在地应力作用下结构面充填物力学性质对应力波传播及破坏模式的影响,发现反射作用会导致"反射拉伸裂缝""层裂裂缝""末端转向裂缝"的形成,透射作用会导致结构面自身破坏及在背波面处形成宏观径向爆炸裂缝。MA等[14]研究了泥岩、砂岩和层状岩的应力波传播特性和破裂机理,利用分形理论,确定了3种岩石在不同爆破条件下的分形维数变化趋势。

综上所述,结构面对岩体的力学性能具有显著影响,众多的专家学者对此进行了大量研究。但在实际的工程爆破中,受复合岩体结构复杂性的影响,其动态力学响应与应力波传播衰减特征显著区别于单一介质岩体,这种差异对爆破破岩效果产生了显著影响。因此,为了研究复合岩体中的爆破作用机理,优化爆破设计、提高爆破效率,以及降低爆破对周围环境带来的负面影响,本文采用数值模拟的方法对不同起爆顺序和不同起爆延期时间下复合岩体的爆破破岩效果进行了分析研究。

1 数值模拟方法

1.1 材料参数设置

LS-DYNA程序可以直接模拟高能炸药的爆炸过程,炸药采用MAT_HIGH_EXPLOSIVE关键字和JWL状态方程进行描述,其表达式为:

$$P_J=A\left(1-\frac{\omega}{R_1V_J}\right)e^{-R_1V_J}+B\left(1-\frac{\omega}{R_2V_J}\right)e^{-R_2V_J}+\frac{\omega E_{0J}}{V_J} \tag{1}$$

式中:P_J为爆轰压力,MPa;V_J为爆轰产物相对体积;E_{0J}为初始比内能,J/kg;A、B、R_1、R_2及ω为JWL状态方程参数。

炸药采用岩石乳化炸药,具体材料参数取值见表1[15]。

表1 炸药材料及状态方程参数

Table 1 Parameters of explosive material and state equation

密度/(g/cm³)	爆速/(cm/μs)	A/GPa	B/GPa	R_1	R_2	ω
1.14	0.478	326	5.8	5.8	1.56	0.35

空气采用MAT_NULL关键字和多项式EOS_LINEAR_POLYNOMIAL进行描述,表达式为:

$$P_a=C_0+C_1\mu+C_2\mu^2+C_3\mu^3+(C_4+C_5\mu+C_6\mu^2)E_{0a} \tag{2}$$

$$\mu=\frac{1}{V}-1 \tag{3}$$

式中:P_a为气体压力,MPa;C_0~C_6为系数;E_{0a}为单位体积气体内能,J/kg;V为气体相对体积。

RHT模型考虑了偏应力张量第三不变量对破坏面形状的影响,可定性判定材料应变类型和应力状态。该本构的强度模型主要由3个极限面进行描述,分别是失效面、屈服面和残余强度面。对于给定的应力状态和加载率,当荷载超过材料的屈服极限后,材料会发生屈服。选择相对较硬的岩石Ⅰ与相对较软的岩石Ⅱ组成复合岩体,岩石Ⅰ、Ⅱ的具体参数取值见表2[10,16]。

表2 岩石材料参数

Table 2 Parameters of rock material

岩石	密度/(g/cm³)	抗压强度/MPa	拉压强度比	弹性模量/GPa	泊松比
Ⅰ	2.70	92	0.1	55	0.140
Ⅱ	2.30	60	0.1	24	0.258

1.2 数值模型的建立

本研究通过建立复合岩体双孔爆破模型,研究岩体分界面对应力波传播规律的影响及裂纹在复合岩体中的扩展特征,并分析了当存在岩体分界面干扰时应力波的叠加及岩石破坏过程。模型整体尺寸为800 cm×600 cm(长×宽),炮孔间距为150 cm,

厚度设置为 1 cm,模拟二维平面应变问题,如图 1 所示。设置炮孔半径为 4 cm,装药方式为不耦合装药,炸药半径为 2 cm。共包含 961 031 个单元。在数值模型的法向平面施加法向位移约束来模拟实际岩石的受力状态,为防止边界处产生反射波对模拟结果造成影响,在模型四周施加无反射边界,以模拟无限域岩体,两种岩体的交界面通过设置面面自动接触。

为了研究不同起爆延期时间下的岩石爆破效果与动力响应,通过关键字 * INITIAL_DETONATION 定义起爆点为炸药中心,并且控制两个炮孔的起爆时间。分别对左右两侧炮孔设置延期时间为 50、100、200 μs,对不同应力波叠加位置下岩石损伤及有效应力变化进行研究。

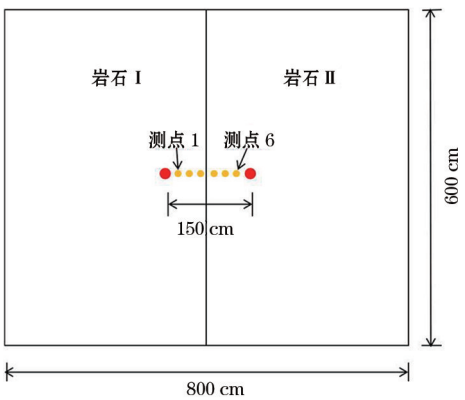
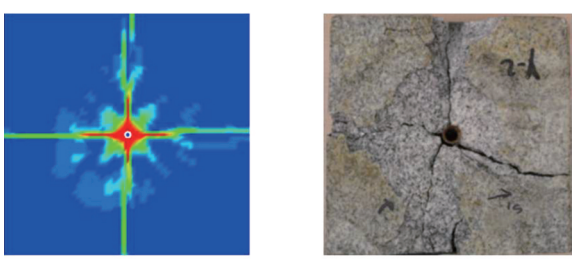


图 1 复合岩体爆破模型

Fig.1 Blasting model of composite rock mass

1.3 参数可靠性验证

本文在 BANADAKI[17] 的爆破试验基础上建立了数值模型,并通过与试验结果对比来验证数值方法的可行性和正确性。数值模拟与试验的结果如图 2 所示,炸药周围一定区域内呈现圆形的破损,并且有 4 条向外扩展的径向裂纹,数值计算结果与试验结果吻合较好,能够反映岩体在爆破作用下的破坏行为。



(a) 模拟结果 (b) 试验结果

图 2 爆破试验结果与模拟结果对比

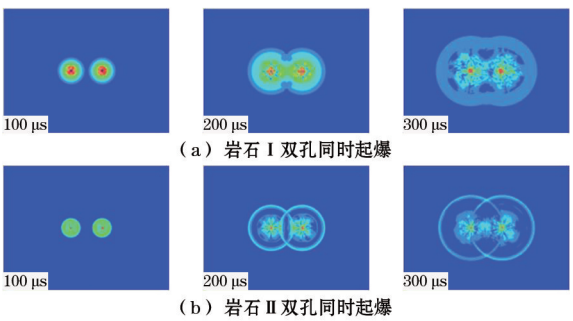
Fig.2 Comparison between blasting test results and numerical simulation results

2 数值模拟结果分析

2.1 不同延期时间下复合岩体爆破结果分析

图 3 为均质岩体双孔爆破炸药起爆后 100 μs、200 μs、300 μs 时的有效应力云图。当炸药起爆后 100 μs 时,两炮孔产生的应力波尚未接触,应力波在岩石 Ⅰ 中传播速度更快;当炸药起爆后 200 μs 时,岩石 Ⅰ 与岩石 Ⅱ 中两炮孔产生的应力波已经相互接触,岩石 Ⅱ 中可以观察到两应力波在炮孔连心线的中线处相遇后继续相向传播的现象;当炸药起爆后 300 μs 时,随着传播距离的增加,爆破应力波的强度也随之衰减,内侧压缩波和外侧压缩波之间出现一条稀疏波带。

复合岩体两炮孔同时起爆时的有效应力云图如图 4 所示。炸药起爆后,由于两炮孔所处的岩石不同,岩石中有效应力的大小有所差别,岩石 Ⅱ 中整体的有效应力大于岩石 Ⅰ 中的有效应力。应力波相遇的位置在岩石 Ⅱ 中,岩石 Ⅰ 中的应力波先穿过分界面,经过折射和反射后进入岩石 Ⅱ,应力波在相遇并叠加后,岩石 Ⅰ 中的应力波覆盖岩石 Ⅱ 中的应力波继续传播;岩石 Ⅱ 中的应力波进入岩石 Ⅰ 后在入射应力波以及在岩石 Ⅱ 中的反射应力波的共同作用下,在分界面的两侧各形成一个三角形的高应力区,加剧了该区域岩石的破碎。

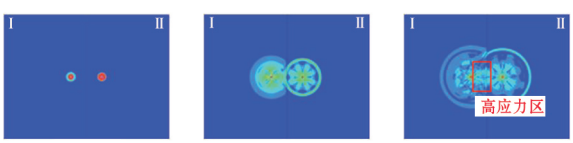


(a) 岩石 Ⅰ 双孔同时起爆

(b) 岩石 Ⅱ 双孔同时起爆

图 3 均质岩体双孔爆破有效应力云图

Fig.3 Effective stress contours of double-hole blasting in homogeneous rock mass



(a) t=100 μs (b) t=250 μs (c) t=350 μs

图 4 复合岩体双孔爆破有效应力云图

Fig.4 Effective stress contours of double-hole blasting in composite rock mass

微差爆破可以显著提升爆破的质量。在多孔爆破中,合理设计相邻炮孔的微差起爆时间可以提升破岩效果,同时确保工程施工过程中的安全。提取延期时间为 50 μs、100 μs、200 μs 时,后爆炮孔开始起爆、应力波相遇、应力波急剧衰减 3 个时刻的有效应力云图进行分析,如图 5、图 6 和图 7 所示。

当左侧炮孔先起爆时,应力波穿过分界面衰减后进入岩石Ⅱ,与右侧炮孔爆炸产生的应力波相遇。此时左侧应力波在岩石Ⅱ中的有效应力数值较低,右侧的应力波继续向岩石Ⅰ传播,并在分界面左侧波阵面与分界面接触处出现应力集中现象,加剧了岩石Ⅰ的破碎。随着延期时间的增加,应力波相遇的位置逐渐向右侧炮孔靠近,叠加区域有效应力的数值逐渐增加。

当右侧炮孔先起爆时,发生应力叠加的位置变为岩石Ⅰ,叠加区域岩体内产生较大的拉应力,促进了岩体的拉伸损伤,提高了叠加区域岩石的破碎程度。应力波相遇后,岩石Ⅱ中的应力波继续向左传播,并与岩石Ⅰ中裂纹尖端应力场叠加,进一步促进了裂纹的扩展。随着延期时间的增加,左侧炮孔附近岩体的有效应力逐渐增加。

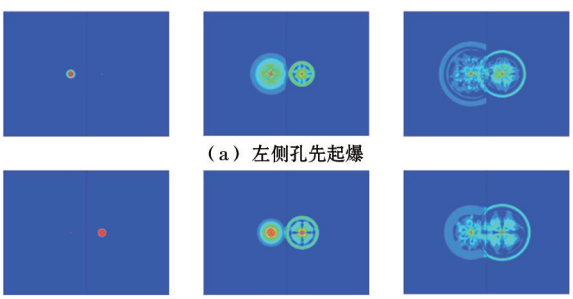


图 5 延期时间 50 μs 时各时刻的有效应力云图

Fig.5 Effective stress contours at different times when the delay time is 50 μs

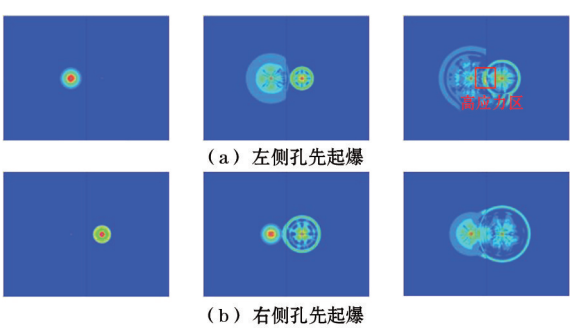


图 6 延期时间 100 μs 时各时刻的有效应力云图

Fig.6 Effective stress contours at different times when the delay time is 100 μs

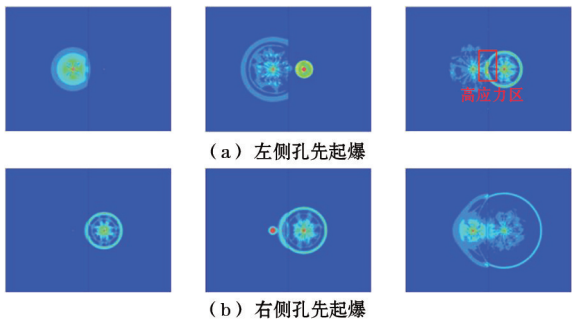


图 7 延期时间 200 μs 时各时刻的有效应力云图

Fig.7 Effective stress contours at different times when the delay time is 200 μs

当两个应力波相遇时,会出现如图 8 所示的叠加现象。由图 8(a)可知:在均质岩体中,当应力波的大小相同时,在沿两炮孔连心线方向的切向上,两个应力波的拉伸分量方向、大小均相同;在其他方向上,由于叠加时切向拉伸分量方向不一致,切向拉伸分量和径向压缩分量会发生偏移,使得叠加处的拉应力小于连心线方向叠加处的拉应力。由图 8(b)可知:在复合岩体中,由于在较硬的岩体中开裂所需的能量较多,炸药爆破产生的能量不变,应力波中的能量较少,因此出现较软的岩体一侧炮孔产生的应力波覆盖较硬的岩体一侧的应力波继续传播的现象。

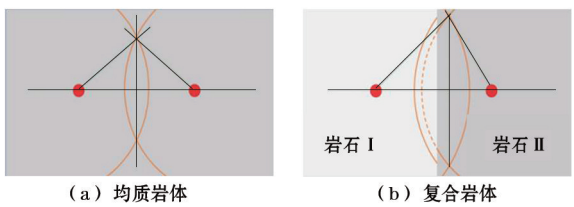


图 8 双孔爆破的应力波叠加过程

Fig.8 Stress wave superposition process of double-hole blasting

2.2 测点应力演化过程

为了进一步分析复合岩体中双孔爆破下有效应力的分布情况,分别在两炮孔连心线上以 25 cm 为间距取 6 个测点进行分析,所绘制的峰值有效应力曲线如图 9 所示。岩石Ⅰ中整体的有效应力比岩石Ⅱ的小,岩石Ⅰ中的有效应力衰减速率比岩石Ⅱ中的大,衰减速率分别为 60.57%、39.81%。岩体分界面附近会出现应力波的反射现象,反射回的拉应力波与压应力波叠加,对该区域岩体的有效应力有放大效果,出现一个有效应力的局部最大值。这种现象在岩石Ⅱ中更为明显,此时局部最大值为 63.08 MPa,最小值为 38.63 MPa。

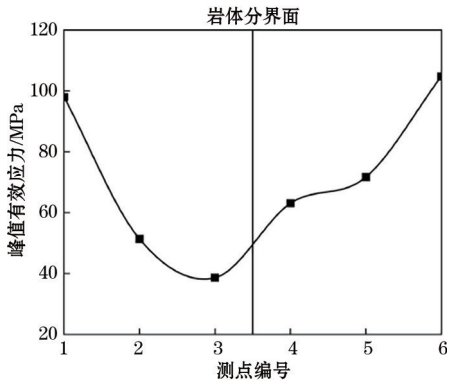


图 9 同时起爆时各测点峰值有效应力

Fig.9 Peak effective stress at measurement points under simultaneous initiation

如图 10 所示,先爆炮孔一侧的岩石中,分界面附近的测点会出现一个峰值有效应力局部最大值。延期时间分别为 50 μs、100 μs、200 μs 时,右侧炮孔先起爆的情况下,两炮孔连心线中线附近岩石中的峰值有效应力局部最大值分别为 54.98 MPa、54.04 MPa、55.15 MPa。如图 11 所示,左侧炮孔先起爆的情况下,两炮孔连心线中线附近岩石中的峰值有效应力局部最大值分别为 68.23 MPa、67.81 MPa、67.74 MPa。由于应力波在分界面处发生反射,两炮孔连心线中线附近岩石中的峰值有效应力受延期时间的影响较小,因此,峰值有效应力最大值相差不大。

延期时间分别为 50 μs、100 μs、200 μs 时,右侧炮孔先起爆的情况下,岩石中峰值有效应力最小值分别为 31.31 MPa、26.98 MPa、39.86 MPa;左侧炮孔先起爆的情况下,岩石中峰值有效应力最小值分别为 45.61 MPa、44.02 MPa、44.79 MPa。左侧炮孔先起爆时,岩石中的有效应力整体偏高。相同起爆顺序、不同延期时间下的峰值有效应力最小值也存在差异,当延期时间改变,应力波叠加时强度不同,因此有较大差异。

随着延期时间的增加,复合岩体中两炮孔间的有效应力呈先减小后增加的趋势。这是因为当延期时间较短时,先爆炮孔产生的应力波尚未完全衰减,后爆炮孔的应力波已经到达,导致应力波在岩石中叠加;随着延期时间增长,先爆炮孔产生的应力波在岩石中传播并逐渐衰减,后爆炮孔的应力波到达时,先爆炮孔应力波的影响已经减弱;当微差时间进一步增加时,前一个炮孔产生的应力波已经传播到岩石的分界面并发生反射,反射回来的应力波与后续炮孔产生的应力波再次叠加,导致岩石内的有效应力强度再次增加。

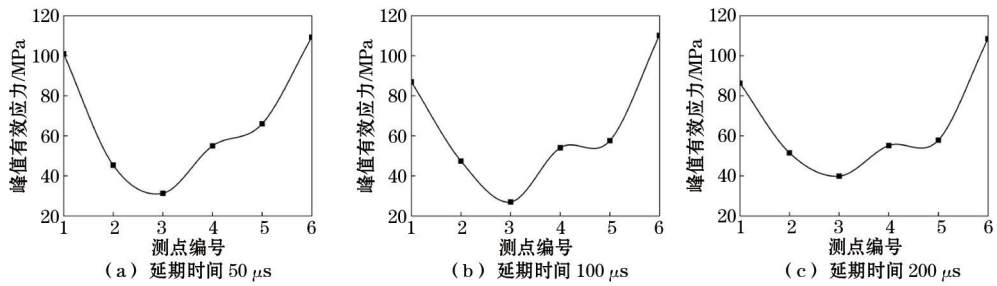


图 10 右侧炮孔先起爆时各测点峰值有效应力

Fig.10 Peak effective stresses at monitoring points when right borehole detonates first

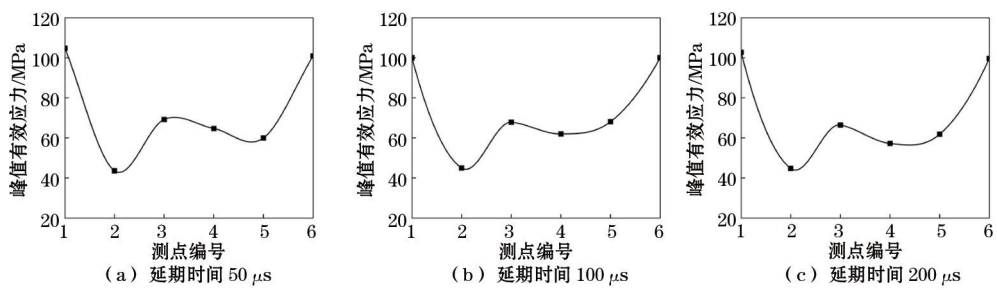


图 11 左侧炮孔先起爆时各测点峰值有效应力

Fig.11 Peak effective stresses at monitoring points when left borehole detonates first

3 不同延期起爆方式下分形维数变化规律

分形维数是用来量化试件破碎程度的特征参数,其测定可通过多种技术实现,包括但不限于计盒维数法、Hausdorff 维数法、容量维数法以及自相似维数法等。在岩石力学领域,计盒维数法因其简便性和直观性而广受欢迎,将图片用边长为 δ 的盒子覆盖,并计算出所有包含信息像素的盒子的数量

$N(\delta)$,逐渐将盒子边长减小,直至其趋近于 0。算出多组 δ 与 $N(\delta)$数据后,在对数坐标系中将所求得的数据进行线性拟合,由此得到图形的分形维数[18]。计盒维数的计算公式如下:

$$D=-\lim_{\delta\to 0}\frac{\lg N(\delta)}{\lg\delta} \tag{4}$$

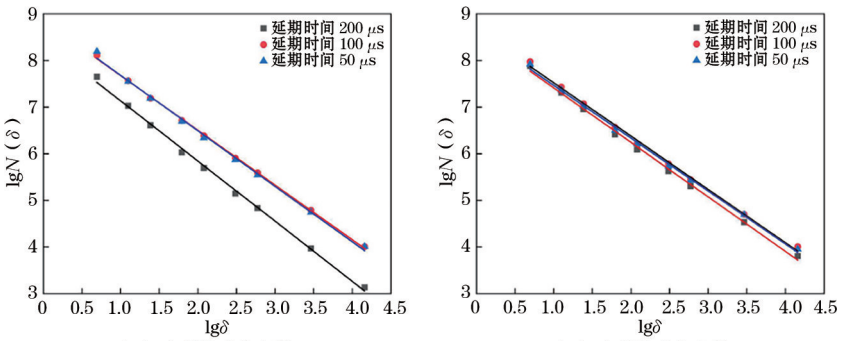
式中:D 为试件分形维数;$N(\delta)$为覆盖裂隙边缘所需最少的计数方格数;δ 为方格边长递减序列。

但是,在具体计算过程中,需要选取有限个 δ 值进行计算。通过获取多组 δ 与对应的 $N(\delta)$数据,将其转换为对数形式后绘制在双对数坐标系中,采用线性回归方法拟合得到式(5)所示的线性关系,斜率 D_f代表所求的分形维数[19]。

$$\lg N(\delta)=D_f\lg\delta+b \tag{5}$$

为进一步研究不同延期时间下的岩体损伤,将岩体的损伤示意图进行二值化处理后的结果,以岩体分界面为界,分别截取 4 种工况下岩石Ⅰ与岩石Ⅱ损伤范围二值图,计算分形维数。

图 12 为两种延期起爆方式下岩石Ⅰ的计盒维数拟合数据,各组数据计算结果的拟合相关系数 R^2 均大于 0.99。当延期时间为 50 μs、100 μs、200 μs 时,左侧炮孔先起爆下的分形维数分别为 1.352、1.321、1.332;右侧炮孔先起爆下的分形维数分别为 1.169、1.143、1.344。左侧炮孔先起爆时的岩石Ⅰ破碎效果优于右侧炮孔先起爆的情况。



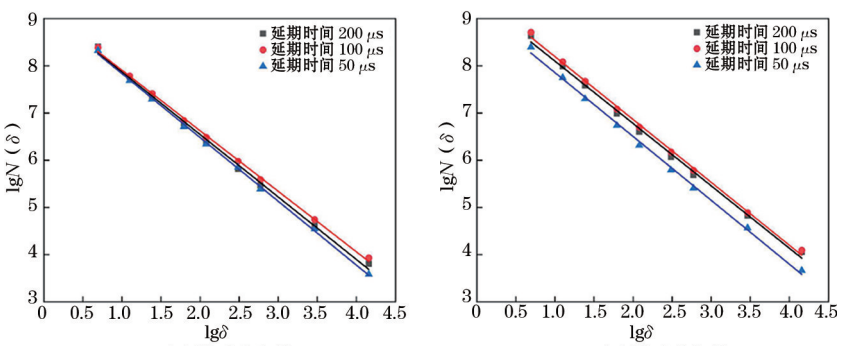
(a) 左侧炮孔先起爆　　(b) 右侧炮孔先起爆

图 12　岩石Ⅰ的计盒维数拟合直线

Fig.12　Fitting lines of box-counting dimension for rock Ⅰ

图 13 为两种延期起爆方式下岩石Ⅱ的计盒维数拟合数据,各组数据计算结果的拟合相关系数 R^2 均大于 0.99。当延期时间分别为 50 μs、100 μs、200 μs 时,左侧炮孔先起爆下的分形维数分别为 1.351、1.282、1.323;右侧炮孔先起爆下的分形维数分别为 1.291、1.174、1.191。左侧炮孔先起爆时的岩石Ⅱ破碎效果优于右侧炮孔先起爆的情况。

不同延期时间下岩石的分形维数如图 14 所示,复合岩体中,岩石的分形维数随延期时间的增加呈先减小后增大的趋势。对于岩石Ⅰ,左侧炮孔先起爆的情况下,延期时间为 50 μs 时,岩石Ⅰ的破岩效果最好;右侧炮孔先起爆的情况下,延期时间为 100 μs 时,岩石Ⅰ的破岩效果最差。对于岩石Ⅱ,左侧炮孔先起爆的情况下,延期时间为 50 μs 时,岩石Ⅱ的破岩效果最好;右侧炮孔先起爆的情况下,延期时间为 100 μs 时,岩石Ⅱ的破岩效果最差。



(a) 左侧炮孔先起爆　　(b) 右侧炮孔先起爆

图 13　岩石Ⅱ的计盒维数拟合直线

Fig.13　Fitting lines of box-counting dimension for rock Ⅱ

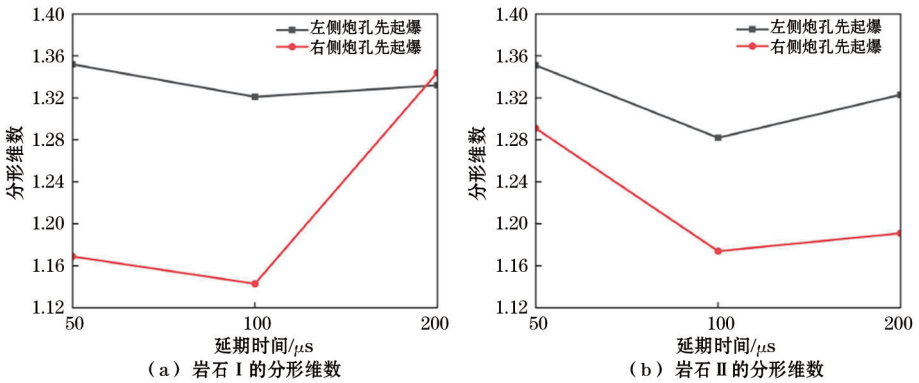


图 14 不同延期时间下岩石的分形维数

Fig.14 Fractal dimension of rock under different delay time

DING 等[11]的研究结果表明,在软硬复合岩体边坡爆破中,当炸药先在软岩中起爆时,软岩中会产生破碎带,该破碎带会改变硬岩中的爆破应力波,进而影响了界面处硬岩中裂纹的发展,导致台阶爆破中出现欠爆现象。当炸药先在硬岩中起爆时,应力波的反射拉伸现象会对岩石产生更好的破碎效果。这与本文得到的结果一致。因此,在相对较硬的岩石中首先起爆,并设置较短的起爆时间可产生更好的岩体破碎效果。

4 结论

本文基于 LS-DYNA 软件对爆破应力叠加效应下复合岩体破坏规律进行了研究,得出如下结论。

(1) 复合岩体中应力波在相遇后,相对较软的岩体(岩体Ⅱ)中的应力波会覆盖相对较硬的岩体(岩体Ⅰ)中的应力波继续传播。岩石Ⅰ和岩石Ⅱ中有效应力的衰减率分别为 60.57%和 39.81%,岩石Ⅰ中的衰减速率较快。两炮孔的起爆延期时间分别为 50 μs、100 μs、200 μs 时,右侧岩体Ⅱ中的炮孔先起爆的情况下,岩石中峰值有效应力最小值分别为 31.31 MPa、26.98 MPa、39.86 MPa;左侧岩体Ⅰ中的炮孔先起爆的情况下,岩石中峰值有效应力最小值分别为 45.61 MPa、44.02 MPa、44.79 MPa。复合岩体中两炮孔间的有效应力呈先减小后增加的趋势,岩石Ⅰ中整体的有效应力比岩石Ⅱ中的小。

(2) 在岩石Ⅰ中的炮孔先起爆的情况下,延期时间设置分别为 50 μs、100 μs、200 μs 时,岩石Ⅰ的分形维数分别为 1.352、、1.332、1.321,岩石Ⅱ的分形维数分别为 1.351、1.282、1.323;在岩石Ⅱ中的炮孔先起爆的情况下,延期时间分别为 50 μs、100 μs、200 μs 时,岩石Ⅰ的分形维数分别为 1.169、1.143、1.344,岩石Ⅱ的分形维数分别为 1.291、1.174、1.191;在延期时间为 50 μs 且岩石Ⅰ中先起爆时,岩石Ⅰ的分形维数最大。因此,在相对较硬的岩石中首先起爆,并设置较短的起爆时间可产生更好的岩体破碎效果。

(3) 除了不同炮孔起爆时的延期时间外,岩体分界面与爆源的相对位置、岩体分界面的倾角等因素也会对复合岩体的爆破效果产生影响,本文仅考虑了不同延期时间对复合岩体爆破损伤的影响,因此,对于复合岩体爆破设计优化仍需进一步研究。

参考文献(References):

[1] 张杰,邱贤阳,田志刚,等.地下矿山上向扇形中深孔爆破爆堆控制技术研究[J].矿业研究与开发,2024,44(10):58-64.
ZHANG Jie, QIU Xianyang, TIAN Zhigang, et al. Research on the control technology of explosive pilesof upward fan-shaped deep hole blasting in underground mines [J].Mining Research and Development,2024,44(10):58-64.

[2] 师文强,王思杰,杜文秀,等.基于 SPH-FEM 耦合算法的台阶精准爆破延期时间研究及应用[J].金属矿山,2024(5):210-219.
SHI Wenqiang, WANG Sijie, DU Wenxiu, et al. Study on bench precision blasting delay time based on SPH-FEM coupling algorithm and its field application[J].Metla Mine,2024(5):210-219.

[3] 高军,阎锡东,祝凤金.爆破开挖条件下隧道穿越富水溶洞的安全厚度研究[J].现代隧道技术,2024,61(增刊 1):88-98.
GAO Jun, YAN Xidong, ZHU Fengjin. Study on the safe thickness of tunnel passing through water-rich karst cave under blasting excavation [J]. Modern Tunnelling Technology,2024,61(Suppl.1):88-98.

[4] 张耀良,王辉,李勇,等.复杂环境下火电厂超深基坑爆破技术[J].工程爆破,2024,30(6):71-78.
ZHANG Yaoliang, WANG Hui, LI Yong, et al. Ultra-deep foundation pit blasting technology in thermal power plantunder complex environment[J].Engineering Blasting,2024,30(6):71-78.

[5] CUI Z D, QI S W, HAN W G. The role of weak bedding planes in the cross-layer crack growth paths of layered rocks [J].Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources，2022(8)：1-21.

[6] 刘希灵，崔佳慧，李夕兵，等.不同类型岩石中弹性波衰减特性研究[J].岩石力学与工程学报，2018，37(增刊1)：3223-3230.
LIU Xiling, CUI Jiahui, LI Xibing, et al. Study on attenuation characteristics of elastic wave in different types of rocks [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2018，37(Suppl.1)：3223-3230.

[7] 王雁冰，宋佳辉，杨柳，等.组合倾角对软硬介质组合岩体动态力学特性的影响[J].岩石力学与工程学报，2024，43(增刊1)：3342-3353.
WANG Yanbing, SONG Jiahui, YANG Liu, et al. Effect of combined dip angle on dynamic mechanical properties of combinedrock mass with hard and soft media[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2024，43(Suppl.1)：3342-3353.

[8] 王凯，张翔，杜锋，等.裂隙煤岩组合结构渐进破坏行为及应力演化特征[J].煤炭学报，2025，50(1)：432-451.
WANG Kai, ZHANG Xiang, DU Feng, et al. Progressive failure behavior and stress evolution characteristies of fracturedcoal-rock combination structure [J]. Journal of China Coal Society，2025，50(1)：432-451.

[9] 杜锋，王凯，孙加智，等.单轴压缩下不同倾角煤岩组合体力学特性及破坏特征[J].中国安全科学学报，2024，34(6)：136-145.
DU Feng, WANG Kai, SUN Jiazhi, et al. Mlechanical properties and failure characteristics of coal rock combimations with different inclimation angles under uniaxial compression[J].China Safety Science Joumal，2024，34(6)：136-145.

[10] 黄佑鹏.基于HJC本构的岩石爆破损伤演化规律数值模拟[D].合肥：合肥工业大学，2020.
HUANG Youpeng. Numerical simulation of rock blasting damageevolution based on HJC constitutive model[D]Hefei：Hefei University of Technology，2020.

[11] DING X H, YANG Y Q, ZHOU W, et al. The law of blast stress wave propagation and fracture development in soft and hard composite rock [J]. Scientific Reports, 2022, 12(1)：17120.

[12] 邱贤德，余永强，杨小林，等.层状复合岩体路堑开挖中预裂爆破技术实验[J].重庆大学学报(自然科学版)，2003(7)：108-112.
QIU Xiande, YU Yongqiang, YANG Xiaolin, et al. Experiment research of pre-splittingin bedded composite cutting blasting digging[J].Journal of Chongqing University (Natural Science)，2003(7)：108-112.

[13] 郎颖娴，梁正召，钱希坤，等.岩体结构面对应力波传播及动态破坏影响研究[J].地下空间与工程学报，2023，19(6)：1896-1906.
LANG Yingxian, LIANG Zhengzhao, QIAN Xikun, et al. A study on the effect of rock discontinuities on stress wave propagation and dynamic fracture [J]. Chinese Joural of Underground Space and Engineering, 2023, 19 (6)：1896-1906.

[14] MA L H, JIANG X, CHEN J, et al. Analysis of damages in layered surrounding rocks induced by blasting during tunnel construction[J]. International Journal of Structural Stability and Dynamics，2021，21(7)：2150089.

[15] 缪玉松，郭建，陈翔，等.矿用条形药包轴向爆轰波碰撞聚能特性研究[J].金属矿山，2022(7)：113-119.
MIU Yusong, GUO Jian, CHEN Xiang, et al. Study on propagation characteristics of axial detonation wave of mining linear charges[J]. Metla Mine，2022(7)：113-119.

[16] 李洪超.岩石RHT模型理论及主要参数确定方法研究[D].北京：中国矿业大学(北京)，2016.
LI Hongchao. The study of the rock RHT model and to determine thevalues of main parameters[D]. Beijing：China University of Mining and Technology-Beijing，2016.

[17] BANADAKI M M D. Stress-wave induced fracture in rock due to explosive action[M]. Toronto：University of Toronto，2010.

[18] 蔡俊杰，李希建，谢洪高.基于分形理论的上覆煤岩裂隙发育规律研究[J].矿业研究与开发，2023，43(1)：109-114.
CAI Junjie, LI Xijian, XIE Honggao. Study on fracture development law of overlying coal rock based on fractal theory[J].Mining Research and Development，2023，43(1)：109-114.

[19] 杨仁树，许鹏.爆炸作用下介质损伤破坏的分形研究[J].煤炭学报，2017，42(12)：3065-3071.
YANG Renshu, XU Peng. Fractal study of media damage under blasting loading[J]. Journal of China Coal Society，2017，42(12)：3065-3071.