基于轴向装药结构优化的大直径深孔爆破后冲控制研究*

许文浒[1],周翔[2],叶永飞[1],方略[1],韦文蓬[3]

(1.中冶长天国际工程有限责任公司, 湖南 长沙 410007;
2.湖南大学, 湖南 长沙 410082;
3.中国—东盟地学合作中心(南宁), 广西 南宁 530023)

摘要:为有效解决井下采场在采用大直径深孔崩矿法时,普遍存在的后冲破坏严重、垮落大块率高、工作面边帮稳定性差等问题,以安徽某铜矿地下采场3排大直径深孔侧崩爆破为工程背景,开展轴向装药结构优化研究。采用LS-DYNA建立3排炮孔的5种轴向分段装药结构数值模型,通过分析不同区域岩体的损伤分布规律及破坏体积,分别确定出各排炮孔爆破后冲控制最优的装药结构。数值模拟结果表明:轴向装药结构可改变爆炸能量分布,进而调控岩体的损伤分布及破坏范围;综合考虑破岩效果和后冲控制效果,建议3排炮孔分别选用1 m药包1 m空气间隔、0.5 m药包1 m空气间隔、0.5 m药包1.5 m空气间隔的轴向装药结构。现场工业试验结果表明,采用优化装药结构后,爆堆垮落大块数量明显减少,临爆区岩体声波速度降低约8.8%,岩体损伤值基本小于0.19,表明岩体完整性好、损伤破坏小,后冲控制效果显著。

关键词:深孔侧崩爆破;后冲控制;轴向装药结构;爆破损伤;声波测试;LS-DYNA

中图分类号:TD235.1 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)08-0112-11

Research on Backbreak Control in Large-Diameter Long-Hole Blasting Based on Axial Charge Structure Optimization

Xu Wenhu[1], *Zhou Xiang*[2], *Ye Yongfei*[1], *Fang Lue*[1], *Wei Wenpeng*[3]

(1.Zhongye Changtian International Engineering Co., Ltd., Changsha, Hunan 410007, China;
2.Hunan University, Changsha, Hunan 410082, China;
3.China-ASEAN Geoscience Cooperation Center (Nanning), Nanning, Guangxi 530023, China)

Abstract: To effectively solve the problems of severe backbreak damage, high oversize block ratio and poor stability of working face side when using large-diameter long-hole caving method in underground stopes, the optimization of axial charge structure was carried out based on the engineering background of three rows of large-diameter long-hole lateral blasting in underground stope of a copper mine in Anhui Province. LS-DYNA was used to establish five numerical models of axial segmented charge structures with three rows of blast holes. By analyzing the damage distribution law and failure volume of rock mass in different zones, the optimal charge structure for backbreak control in each row of blast holes were determined respectively. The numerical simulation results show that the axial charge structure can alter the distribution of explosion energy, thereby regulating the damage distribution and failure range of the rock mass. Considering both rock breaking effect and backbreak control effect comprehensively, it is recommended that the three rows of blastholes adopt axial charge structures with 1 m charge and 1 m air interval, 0.5 m charge and 1 m air interval, and 0.5 m charge and 1.5 m air interval, respectively. The field industrial test results show that after adopting the optimized charge structure, the number of oversize blocks in the collapsed muck pile decrease significantly, the reduction of sonic wave velocity in the rock mass of the imminent blasting zone is about 8.8%, and the rock damage value is basically less than 0.19.This indicates that the rock mass features favorable integrity and slight damage, and the backbreak control effect is remarkable.

Key words: Long-hole lateral blasting, Backbreak control, Axial charge structure, Blasting damage, Sonic wave test, LS-DYNA

0 引言

大直径深孔阶段空场嗣后充填法因具有一次爆破量大、爆破效率高、强度大、成本低等显著优势,被广泛应用于厚大矿体的开采。但大规模爆破也存在爆堆破碎质量差、后冲破坏严重、临爆排边帮控制困难等缺点,严重制约了大直径深孔采矿工艺的进一步推广应用。

* **收稿日期**:2025-04-20

作者简介:许文浒(1994—),男,湖南长沙人,硕士,工程师,主要从事冶金矿山开采技术研究。E-mail:18874111176@139.com

安徽省某大型铜矿在井下采场大直径深孔侧崩爆破过程中,前排炮孔的爆破后冲作用会对后续临爆排岩体造成较大的冲击破坏作用,具体破坏表现为两个方面:一是临爆区矿岩损伤严重,局部岩块垮落进入矿堆,形成"超级大块",大幅增加二次破碎量及出矿难度;二是导致临爆区第一排炮孔工作面与爆破空区距离缩短,炮孔及附近矿岩局部破碎,工作面矿岩整体性下降,严重威胁后续装药爆破作业的安全。因此,在大直径深孔侧崩爆破过程中,应采用合理的爆破后冲控制技术,以有效降低临爆排矿岩的损伤程度,提高临爆排矿岩原有的整体性和稳定性,进而提高工作面边帮的稳定性,减少爆堆大块的产出,为采场高效安全回采提供重要保障。

爆破后冲控制的影响因素包括装药结构、孔网参数、爆破网络等。在井下采场的大直径深孔爆破设计施工中,优化炮孔轴向装药结构是控制爆破后冲最简便且有效的措施之一[1-5]。工程实践表明,轴向装药结构对岩石爆破效果具有重要作用;通过优化装药结构可使爆炸能量分布得更加均匀合理,在保证破岩效果的同时,有效降低爆破后冲对临爆区边帮岩体的破坏,实现爆破效果的精准控制。

目前,国外学者已围绕轴向空气间隔装药结构优化开展了爆破后冲控制试验研究。Dohyun P等[6]和Jhanwar J C等[7]对空气间隔装药爆破技术进行了试验研究,表明空气间隔装药可使爆炸能量分布更均匀,改善爆破块度组成,同时降低炮孔近区岩体的破碎程度,减少对边帮岩体的损伤。国内学者将空气间隔装药技术应用于露天矿边坡爆破中,并通过优化装药结构,为矿山安全高效生产提供了技术支撑[8-9]。宗琦等[10-11]在井巷掘进中应用了空气间隔装药技术,有效改善了掘进爆破效果,并通过理论计算得到了轴向不耦合空气垫层的合理长度,并结合现场岩石特性开展了试验研究,取得了良好的光面爆破边界控制效果。潘长良等[12]讨论了空气间隔装药条件下的爆破破岩机理,分析了不耦合装药结构的破岩特性。陈明等[13]将空气间隔装药技术应用在预裂爆破中,并通过声波检测仪对围岩进行了损伤特性分析,验证了该技术的爆破控制效果。Zhang Y J等[14]将空气间隔装药应用于缓冲爆破,并对缓冲爆破技术进行了理论分析。

在数值模拟研究方面,杨军等[15]采用SHALE二维数值模拟程序,对比分析了一般深孔装药方式与空气间隔装药方式的爆破破岩过程,发现空气间隔装药可减少围岩破坏、减少大块率、提高爆破效率。吴亮等[16]采用LS-DYNA对比分析了炮孔耦合装药方式与轴向空气间隔装药方式下混凝土的爆破破坏过程,并通过混凝土试样进行了光面爆破试验验证。尤元元等[17]结合相似模型应变监测试验与自主建立的PBM-FEM-DEM耦合数值算法,系统分析了空气间隔装药在不同装药、起爆方式下采场爆破块度与围岩损伤演化规律。

上述研究结果充分证实了轴向装药结构优化在爆破后冲控制的显著有效性。本文以安徽省某铜矿地下采场3排大直径深孔侧崩爆破为工程背景,采用LS-DYNA软件进行数值模拟,结合缓冲爆破技术,分别调整各排炮孔装药长度、空气间隔长度等装药结构参数,分析不同区域岩体的损伤分布规律与破坏范围,筛选出爆炸能量分布均匀、大块率低、临爆区矿岩保护性好的最优装药结构。基于数值模拟结果优化装药结构,开展现场工业试验,通过对比分析临爆区岩体的声波测试结果,定量验证大直径深孔侧崩爆破后冲控制效果。

1 大直径深孔侧崩爆破数值模型

1.1 数值模型建立

根据安徽某铜矿大直径深孔采场设计参数,炮孔网格参数为3.0 m×3.0 m,炮孔直径为165 mm,炮孔深度为50 m,单次爆破最大范围为3排;采用轴向空气间隔装药结构,空气间隔通过竹筒实现,长度规格为0.5 m、1.0 m、1.5 m;单个药包长度为0.5 m、1.0 m、1.5 m,直径为140 mm(径向不耦合系数为1.18),起爆方式为中间孔先爆、单孔单段。基于上述现场条件,设计了以下5种装药结构进行对比分析:

(1) 0.5 m药包0.5 m竹筒,装药系数50%;
(2) 0.5 m药包1.0 m竹筒,装药系数33.3%;
(3) 0.5 m药包1.5 m竹筒,装药系数25%;
(4) 1.0 m药包1.0 m竹筒,装药系数50%;
(5) 1.5 m药包1.5 m竹筒,装药系数50%。

第一排炮孔距离临爆保护区最远,后冲破坏影响较小,为保证破岩效果,结合现场工程经验与相关爆破设计,第一排炮孔采用50%的装药系数,即待选装药结构为(1)、(4)、(5);第二、三排炮孔的装药结构根据前排炮孔的爆破效果后续优化确定。

考虑到炮孔深度较大且在轴向方向装药结构均匀一致,为提高计算效率,建立轴向高度为6 m的三维数值模型,并对模型上下表面设置对称约束。由于LS-DYNA的无反射边界条件无法完全消除应力波的反射,需要扩大模型尺寸以减少边界反射影响。整体模型尺寸为30.0 m×21.0 m×6.0 m,主要

研究区域尺寸为 10.0 m×12.0 m×6.0 m,模型边界条件设置为:上下两侧(Z 向)对称边界,左右两侧(X 向)及后侧(Y 向)无反射边界条件,矿体前侧(Y 向)为爆破自由面,模型共包含 1#～9# 九个炮孔,第三排前方为爆破开挖区,第三排后为临爆保护区,单位制采用 kg-m-s 单位制,模型实体如图 1 所示。

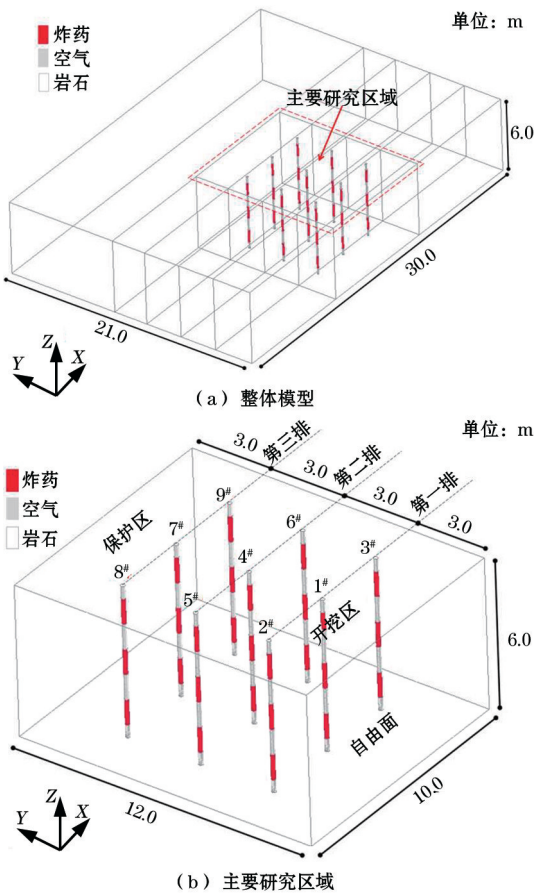


图 1 数值模型

Fig.1 Numerical model

随着爆心距增加,爆破对后排岩体的影响逐渐减弱,因此本次研究的重点为第三排后 3 m 内的岩体。为节约计算成本,模型外区实体采用渐变网格划分方式,主要研究区域矿体采用均匀正六面体单元网格,单元尺寸为 10 cm×10 cm×10 cm,总网格数量为 132 万个,主要研究区域有限元模型及炮孔附近网格划分如图 2 所示。

数值模拟中,岩石单元采用 Lagrange 算法,炸药单元、空气单元和流固耦合空间区域采用 ALE 算法,流体域各部分之间采用共节点法连接,岩石域与流体域之间通过 *CONSTRAINED_LAGRANGE_IN_SOLID 关键字实现流固耦合。在第二排炮孔、第三排炮孔爆破的模拟计算过程中,为实现对前排炮孔爆炸应力、位移、损伤等变量的继承,采用了小型重启动技术结合 *STRESS_INITIALIZATION 关键字;并通过 *DELETE_PART 关键字删除前一排炮孔药包及前排开挖区岩体,从而实现三排炮孔的模拟爆破。

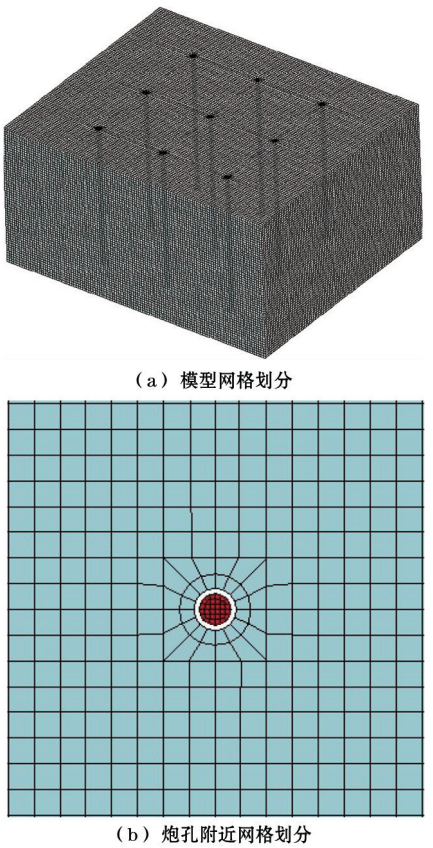


图 2 计算模型网格

Fig.2 The grid of computational model

采用单孔单段起爆方式,孔内为单段齐发起爆,设置孔间延期时间为 3.0 ms,以减少模拟过程中的计算成本。排间起爆通过小型重启动技术模拟逐排爆破过程,前一排爆破完成后删除相应药包与开挖区岩体,确保应力、位移、损伤等物理场变量的连续继承。

1.2 材料参数选取

通过现场岩石力学试验,获得各项岩石力学参数(见表 1),岩石材料采用能够较好反映岩石动态力学特性的 RHT 本构模型,其中密度、剪切模量、抗压强度、抗拉强度等动态力学参数采用表 1 中的岩石力学参数。

RHT 模型包含大量动态加载相关参数(如动态强度增强系数、损伤演化因子、应变率效应系数等),这些参数需通过分离式霍普金森压杆(SHPB)试验、超声测试或高压加载试验获取。受试验条件限制,本文参考了文献[18]中花岗岩、闪长岩等高强脆性岩石材料的 RHT 模型参数,并结合本矿岩石的基本物理力学参数(密度、弹性模量、抗压强度等)

进行修正后采用。

同时,所选参数组已在国内外多个爆破、侵彻方面的数值模拟研究[19-20]中得到广泛验证,具有良好的适用性与工程代表性,能够较为合理地反映该铜矿岩体在爆破荷载作用下的响应特性,满足岩体损伤演化和破坏范围预测的精度要求。

岩石的 RHT 材料本构参数见表 2,其中主要参数包括:初始密度(ρ_0),剪切模量(G),屈服应力上限(T_1),动态抗压强度(f_c),其余参数的含义可参见 LS-DYNA RHT 本构模型说明[21]。

表 1 矿岩物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of the mineral rock

密度/(kg/m³)	抗拉强度/MPa	抗压强度/MPa	弹性模量/GPa	泊松比	动弹性模量/GPa	动泊松比
2 730	4.16	169.85	51.96	0.30	69.98	0.26

表 2 岩石 RHT 本构模型材料参数

Table 2 RHT constitutive model material parameters of the rock

ρ_0/(kg·m^{-3})	G/GPa	ε_{psf}	B_0	B_1
2 730	20.0	2.0	1.22	1.22
T_1/GPa	A	N	f_c/GPa	f_s^*
40	2.618	0.798 5	0.169 85	0.234
f_t^*	Q_2	B	T_2	$\dot{\varepsilon}_0^{\delta}$/s^{-1}
0.024 5	0.567	0.010 5	0	3.0e-5
$\dot{\varepsilon}_0^{\delta}$/s^{-1}	$\dot{\varepsilon}^c$/s^{-1}	$\dot{\varepsilon}^t$/s^{-1}	β_c	β_t
3.0e-6	3.0e22	3.0e22	0.032	0.036
g_c^*	g_t^*	ξ	D_1	D_2
1.0	1.7	0.5	0.04	1.0
ε_p^m	A^f	n^f	A_1	A_2
1.0e-3	0.873	0.559	4.0e10	0
A_3	P_{el}/MPa	P_{co}/GPa	N_p	α_0
0	113.2	5.1	3.0	1.0

炸药采用 * MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN 材料模型,并结合 JWL 状态方程描述爆轰产物的膨胀过程[18],炸药及其状态方程参数见表 3,表中 P、$D_{爆}$、P_{CJ} 分别为炸药密度、爆速和爆轰压强,A' 和 B' 为 JWL 状态方程系数,R_1 和 R_2 为 JWL 指数,ω 为 JWL 体积参数,E_0 是内能密度。

表 3 2# 岩石乳化炸药材料参数及 JWL 状态方程参数

Table 3 Material parameters of 2# rock emulsion explosive and parameters of JWL state equation

P/(kg/m³)	$D_{爆}$/(m/s)	P_{CJ}/GPa	A'	B'	R_1	R_2	ω	E_0/GPa
1 200	6 930	7.4	371	7.43	4.15	0.95	0.30	7.0

采用 * MAT_NULL 材料模型,结合 * EOS_LINEAR_POLYNOMIAL 状态方程描述空气压缩特性[18],空气物理参数及其状态方程参数见表 4,其中:ρ 为空气密度;C_0、C_5、C_6 分别为状态方程系数;E_{0a}、V_0 分别为初始比内能和初始比体积。

表 4 空气材料参数及状态方程参数

Table 4 Material parameters of air and parameters of state equation

ρ/(kg·m^{-3})	C_0	C_5	C_6	E_{0a}/(J·kg^{-1})	V_0
1.293	0	0.4	0.4	0.253 3×10^6	1

1.3 爆破损伤分析方法

1.3.1 损伤破坏体积分析

本研究中,岩石单元的损伤值 D_0 是根据 LS-DYNA 中连续损伤力学模型定义的损伤因子,表示岩石从完整状态逐步演化至完全失效的过程,取值范围为 0~1,其中 0 代表岩石完整,1 代表岩石完全失效。当岩石单元损伤值 $D_0 \geqslant 0.6$ 时,判定为岩石单元发生破坏[18],通过统计破坏岩石单元体积间接反映岩体破坏程度。在进行爆破损伤分析时,需对各排炮孔相应的开挖抛掷区及后冲破坏区域分别进行统计分析。因此,以理想情况下的侧向崩矿为标准,将炮孔排线至前部自由面范围内的岩体定义为该排炮孔的开挖抛掷区,后部岩体定义为后冲破坏区(爆破后冲现象是指在爆破破岩过程中,炮孔爆破最小抵抗线反方向的岩体在受到开挖爆破向后冲击的影响作用下产生裂隙、破坏的现象[19])。在该模型中,由于在炮孔排线后方 0.2 m 处已有划分线,考虑到各模型划分线相同且划分线距离排线较小,在不影响统计结果的前提下,为方便统计,将炮孔排线后方 0.2 m 至前部自由面的岩体定义为爆破开挖抛掷区。

为系统比较三排炮孔对围岩爆破损伤的影响,在模型中划分了 4 个连续的统计分析区域(Ⅰ~Ⅳ),各区域均覆盖三排炮孔对应的爆破作用范围,而非单独对应某一排孔。Ⅰ~Ⅳ这 4 个统计分析区域岩体体积分别为 190 m³、180 m³、180 m³、170 m³,各区域划分如图 3 所示。

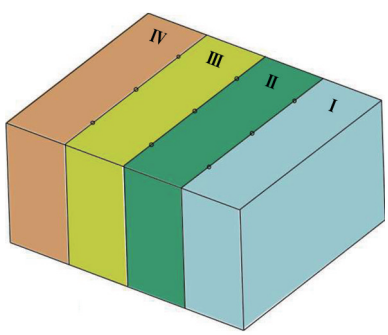


图 3 爆破区域分区

Fig.3 Division of blasting zone

1.3.2 岩石破坏剖面分析

为直观观察岩体内部的损伤分布与破坏范围，在三维损伤破坏模型中建立了 3 个典型剖面，分析最终时刻岩体内部的损伤破坏范围及损伤均匀性，各剖面切割如图 4 所示。

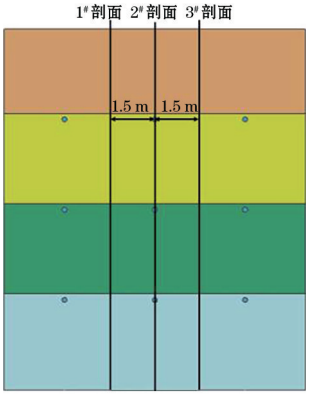


图 4 爆破模拟结果分析剖面线布置

Fig.4 Layout of sections lines for analysis of blasting simulation results

2 爆破后冲控制效果模拟分析

2.1 第一排炮孔爆破后冲控制效果分析

第一排炮孔装药结构共有 3 种方案，各方案装药结构见表 5。

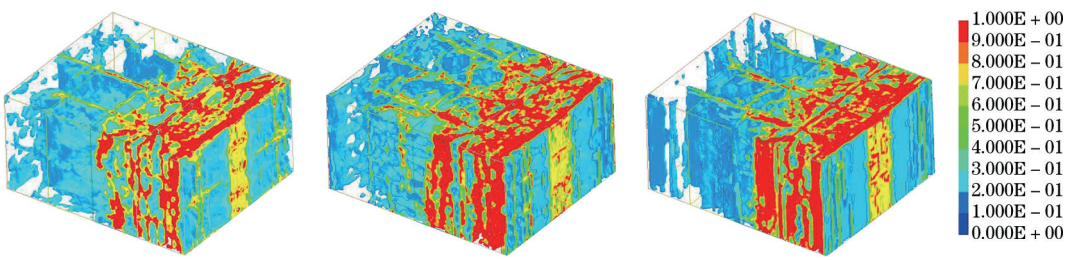
表 5 第一排炮孔装药结构方案

Table 5 Charge structure schemes for the first row of blastholes

方案	装药结构	装药系数/%
方案一	1.5 m 药包 1.5 m 空气间隔	50
方案二	1.0 m 药包 1.0 m 空气间隔	50
方案三	0.5 m 药包 0.5 m 空气间隔	50

2.1.1 损伤破坏体积分析

各方案爆破在最终时刻($t=9.0$ ms)的岩石损伤云图如图 5 所示。由图 5 可见，在各个方案中，第一排 3 个炮孔的损伤破坏区均能大面积贯通，表明各方案在Ⅰ区(开挖区)均能形成较好的破岩效果，同时，Ⅱ区也存在部分严重损伤区，但在Ⅲ区、Ⅳ区基本未产生损伤破坏区域。

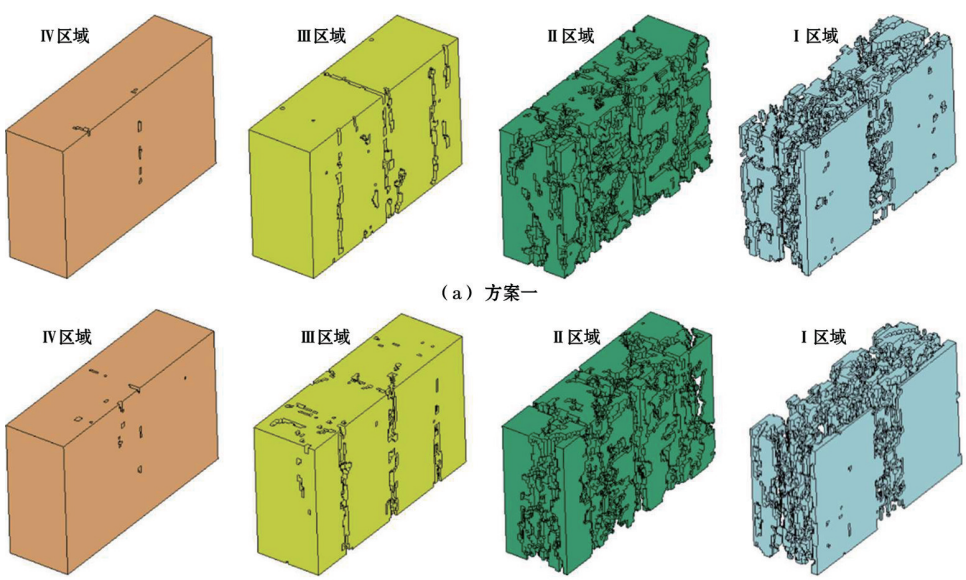


(a) 方案一 (b) 方案二 (c) 方案三

图 5 各方案最终时刻损伤云图

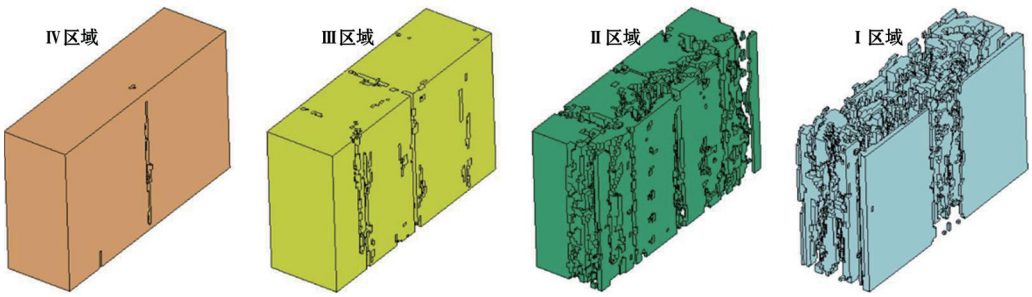
Fig.5 Damage cloud maps of each scheme at the final moment

为更加直观清晰地分析岩体破坏范围，利用 LS-PREPOST 软件对损伤破坏岩石($D_0 \geqslant 0.6$)进行剔除操作后，得到 $t=9.0$ ms 时刻各方案的岩体破坏模型，如图 6 所示。



(a) 方案一

(b) 方案二



(c) 方案三

图 6 $t=9.0$ ms 时刻破坏模型

Fig.6 Breaking models at $t=9.0$ ms

从图 6 可以看出,3 种方案下Ⅰ区岩体均实现了良好的破碎效果,Ⅱ区岩体受到第一排炮孔的爆破后冲作用,产生了不同程度的破坏,Ⅲ区、Ⅳ区岩石因距离第一排炮孔较远,岩石破坏程度极小。

为定量评价各方案岩体破坏情况,分别统计了各方案Ⅰ、Ⅱ两个主要区域的岩石破坏体积随时间的变化规律,如图 7 所示。可以看出,Ⅰ区域方案一岩石破坏体积为 135.0 m^3,方案二为 136.2 m^3,方案三为 131.5 m^3,表明在开挖区各方案破岩能力差异较小;Ⅱ区域方案一岩石破坏体积为 62.8 m^3,方案二为 64.4 m^3,方案三为 53.1 m^3,表明方案一与方案二的后冲破坏作用相差程度接近,方案三后冲破坏作用显著减小。

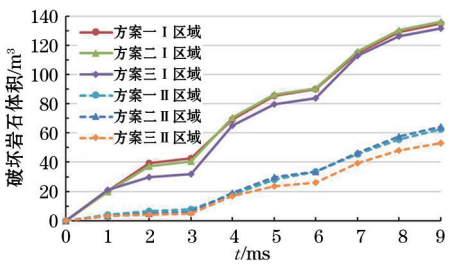


图 7 各方案Ⅰ、Ⅱ区域岩石破坏体积对比

Fig.7 Comparison of rock breaking volumes in zones Ⅰ and Ⅱ of each scheme

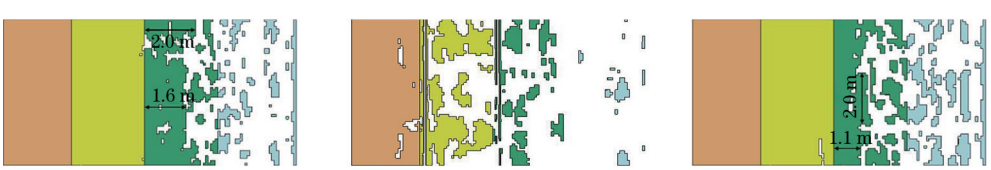
2.1.2 岩石破坏剖面分析

上述分析仅能够反映各区域岩石破坏整体情况,为进一步分析各方案的具体破坏范围及分布均匀性,需要对内部典型剖面进行对比分析。

各方案 1#、2#、3# 剖面的损伤破坏分布如图 8 至图 10 所示。由图 8 可见,方案一岩体的爆破损伤范围主要在Ⅰ区域及第一排炮孔排线后的 1.9 m 范围内,Ⅱ区域残余岩体宽度为 1.1~1.6 m,后冲破坏范围较大,且炮孔轴向方向损伤宽度波动较大,表明炸药爆炸能量分布不均匀。1#、3# 剖面中均存在尺寸约 3.0 m 的待剥离大岩块,在后续第二排炮孔爆破扰动下极易崩落形成大块;2# 剖面中由于爆心距较小及空孔效应,使得炮孔之间的剖面岩石损伤破坏范围较大,甚至在Ⅳ区域也造成了部分岩体破坏,但其仅存在于炮孔连线的 2# 剖面,对整体影响极小。此外,在Ⅰ区域中自由面附近也存在部分大岩块,同样说明爆炸能量分布不均匀。

由图 9 可见,方案二岩体的爆破损伤范围主要集中在Ⅰ区域及第一排炮孔排线之后的 1.5 m 范围内,Ⅱ区域残余岩体宽度为 1.5~1.6 m,后冲破坏范围较方案Ⅰ明显减小,在炮孔轴向方向损失宽度波动较小,表明炸药爆炸能量分布较均匀。在 1#、3# 剖面中无待剥离的大岩块,图 9(b)显示Ⅰ区域无较大岩块存在,进一步验证了爆炸能量分布均匀。

由图 10 可以看出,方案三岩体的爆破损伤范围主要在Ⅰ区域以及第一排炮孔排线之后的 1.3 m 范围内,Ⅱ区域残余岩体宽度为 1.7~2.1 m,后冲破坏作用进一步减小,在炮孔轴向方向宽度几乎无波动,炸药爆炸能量分布均匀,图 10(b)显示Ⅰ区域岩体均能得到有效的破坏,同样说明爆炸能量分布均匀。



(a) 1# 剖面 (b) 2# 剖面 (c) 3# 剖面

图 8 方案一各剖面破坏情况

Fig.8 Breaking condition at various sections for scheme 1

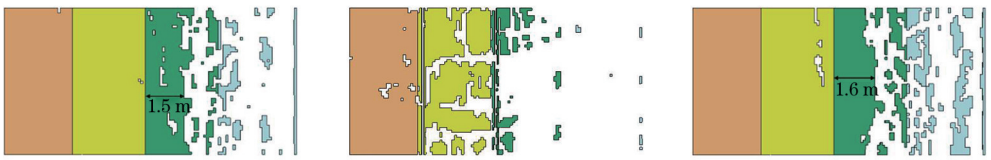


图 9 方案二各剖面破坏情况

Fig.9 Breaking condition at various sections for scheme 2

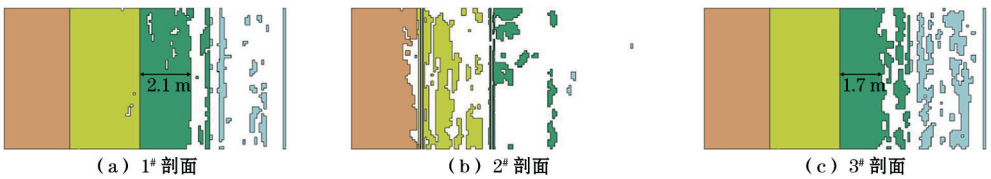


图 10 方案三各剖面破坏情况

Fig.10 Breaking condition at various sections for scheme 3

综合上述分析可知,3 种方案均能够保证Ⅳ区域岩体不易受到损伤破坏,但方案一存在炸药爆炸能量分布不均匀的问题,易导致Ⅰ、Ⅱ区域出现大块,故予以排除。方案二与方案三均能实现爆炸能量的均匀分布,Ⅰ、Ⅱ区域大块率较低;二者主要差异在于Ⅱ区域残余岩体的宽度范围,方案二为 1.5～1.6 m,方案三为 1.7～2.1 m。考虑到第二排炮孔爆破时,较小的抵抗线可使爆炸能量更多地作用于开挖区岩体,从而减少后冲破坏作用;此外,第二排炮孔装药系数也可能进一步降低,过大抵抗线会提高开挖区大块率,因此,优选第二排炮孔抵抗线较小的方案二。

2.2 第二排炮孔爆破后冲控制效果分析

第二排炮孔装药结构共有 3 种方案,各方案装药参数见表 6。

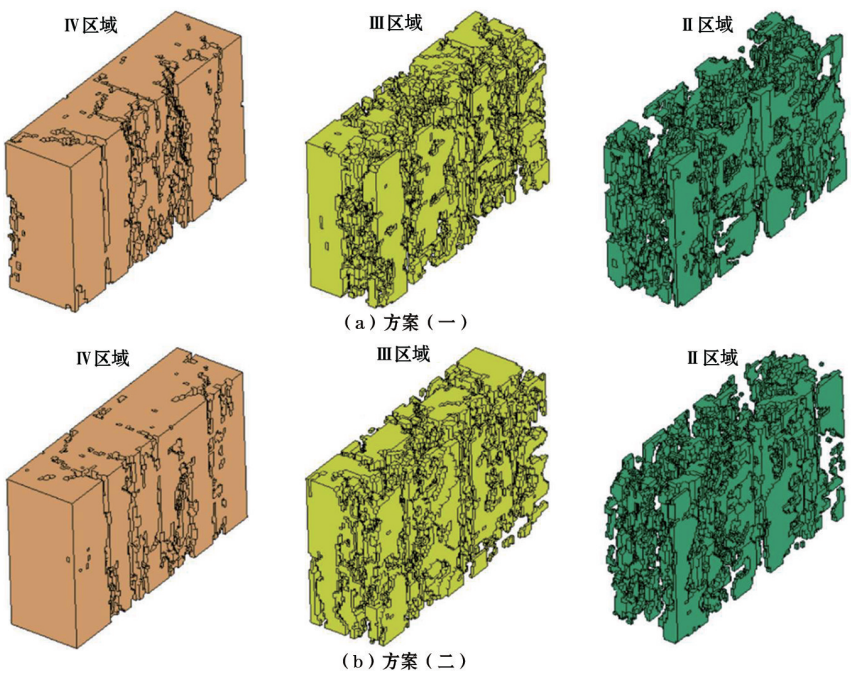
表 6 第二排炮孔装药结构方案

Table 6 Charge structure schemes for the second row of blastholes

方案	装药结构	装药系数/%
方案(一)	1.0 m 药包 1.0 m 空气间隔	50
方案(二)	0.5 m 药包 0.5 m 空气间隔	50
方案(三)	0.5 m 药包 1.0 m 空气间隔	33.3

2.2.1 损伤破坏体分析

各方案在最终时刻(t=18.0 ms)的岩石损伤云图如图 11 所示。可以看出,3 种方案中,Ⅱ区域岩体均实现了良好的破碎效果,Ⅲ区域岩体受到第二排炮孔爆破后冲作用,产生了不同程度的损伤破坏,Ⅳ区岩石距离第二排炮孔较远,损伤破坏分布范围较小。



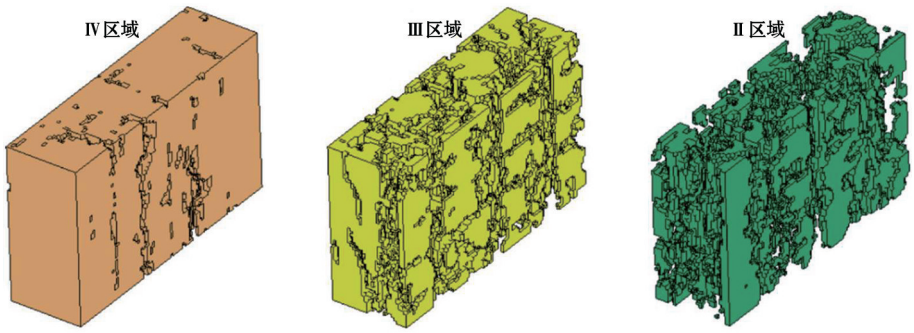


图 11 $t=18.0$ ms 时的岩石破碎模型

Fig.11 Breaking models at $t=18.0$ ms

为定量对比各方案的破岩效果与后冲破坏程度,统计各方案Ⅱ、Ⅲ区域破坏岩石体积,结果如图 12 所示。Ⅱ区域中,方案(一)岩石破坏体积为 141.5 m^3,方案(二)为 137.4 m^3,方案(三)为 127.7 m^3,表明在开挖区方案(一)与方案(二)的破岩能力相当,方案(三)略小,但三者岩石破坏体积差异较小,均能达到较好的破岩效果;Ⅲ区域中,方案(一)岩石破坏体积为 94.4 m^3,方案(二)为 87.4 m^3,方案(三)为 74.2 m^3,表明方案(一)的后冲破坏作用最大,方案(二)次之,方案(三)后冲破坏作用明显减小。

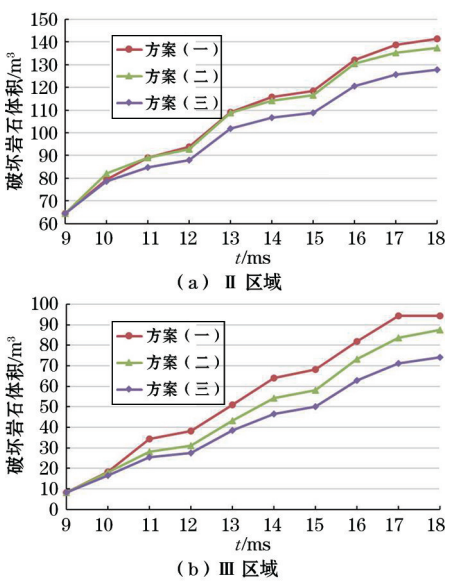


图 12 各方案损伤破坏岩石体积

Fig.12 Rock breaking volumes of various schemes

2.2.2 岩石破坏剖面分析

各方案在 $t=18.0$ ms 时刻的关键剖面损伤破坏分布如图 13 所示。可以看出,方案(一)岩体的爆破损伤范围主要集中在Ⅱ区域及第二排炮孔排线之后的 2.1 m 范围内,Ⅲ区域残余岩体宽度在 0.9～1.2 m 之间,后冲破坏范围较大;且Ⅲ区域残余岩体存在较多破坏区域,形成了大量被破坏区域分割而成的较大岩块。方案(二)岩体的爆破损伤范围主要集中在Ⅱ区域及第二排炮孔排线之后的 1.8 m 范围内,Ⅲ区域残余岩体宽度在 1.2～2.0 m 之间,后冲破坏范围较方案(一)明显减小,但其残余岩体整体性较差,存在较多分离的大岩块;方案(三)的爆破损伤范围主要在Ⅱ区域及第二排炮孔排线之后的 1.7 m 范围内,第三排炮孔排线附近岩体完整性良好,基本无损伤破坏,Ⅲ区域残余岩体宽度在 1.3～2.0 m 之间,且残余岩体整体性好,无较多分离的大岩块。

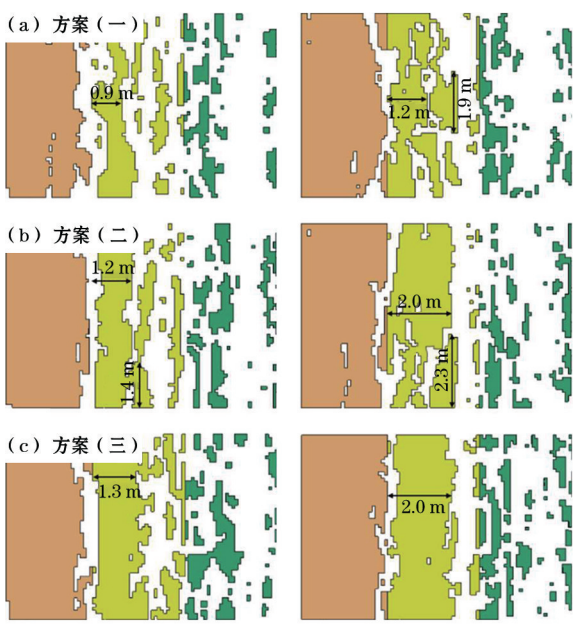


图 13 各方案典型剖面破坏情况

Fig.13 Breaking condition of each scheme in typical sections

综合以上分析可知,3 种方案均能够保证Ⅳ区域岩体不发生较大范围的损伤破坏,但方案(一)与方案(二)存在炸药爆炸后冲破坏作用大、Ⅲ区域残余岩体完整性差的问题,易在Ⅲ区域产生大块,故优选方案(三)。

2.3 第三排炮孔爆破后冲控制效果分析

根据第二排炮孔爆破效果,装药系数为50%的装药结构对后部岩体区域的后冲破坏作用较大,因此在第三排炮孔装药结构选取中予以排除。第三排炮孔装药结构共采用2种方案,各方案装药结构见表7。

表7 第三排炮孔装药结构方案

Table 7 Charge structure schemes for the third row of blastholes

方案	装药结构	装药系数/%
方案1	0.5 m药包1.0 m空气间隔	33.3
方案2	0.5 m药包1.5 m空气间隔	25.0

2.3.1 损伤破坏体积分析

各方案在t=27.0 ms时刻的岩石破坏云图如图14所示。可以看出,方案1与方案2在Ⅲ区域均能形成较好的破碎效果;但在Ⅳ区域,方案1破坏范围较大,易导致保护区岩体大范围垮落形成大块,对后续爆破工作面作业造成严重安全隐患;方案2破坏范围较方案1明显减小,保护区岩体的整体性与稳定性更好。

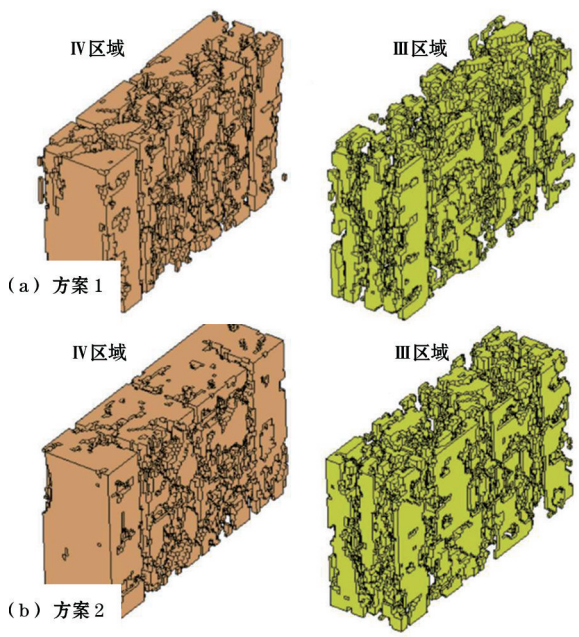


图14 t=27.0 ms时刻破坏模型

Fig.14 Breaking models at t=27.0 ms

统计各方案Ⅲ、Ⅳ区域破坏岩石体积,结果如图15所示。可以看出,两种方案在Ⅲ、Ⅳ区域均有大范围损伤破坏,在t=27.0 ms时刻,Ⅲ区域方案1岩石破坏体积为132.0 m^3,方案2为119.5 m^3,表明在开挖区方案1比方案2的破岩能力更好,但提升并不明显;Ⅳ区域中方案1岩石破坏体积为63.9 m^3,方案2为38.0 m^3,表明方案1的后冲破坏作用较大,而方案2后冲破坏作用显著减小。

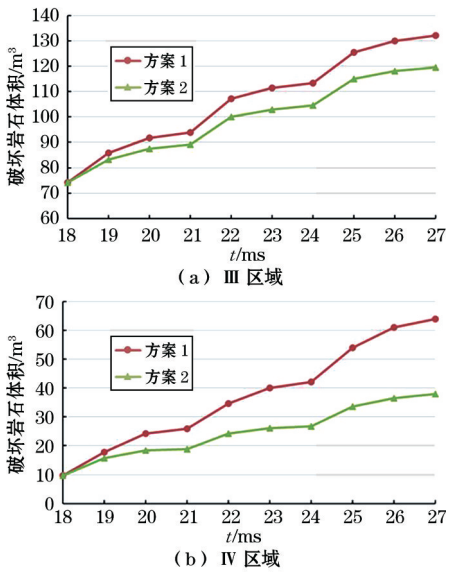


图15 各方案损伤破坏岩石体积

Fig.15 Rock breaking volumes of each scheme

2.3.2 损伤破坏剖面分析

各方案典型剖面的破坏情况如图16所示。可以看出,方案1中Ⅲ区域岩体破碎效果良好,但各剖面的保护区岩体破坏范围较大且大范围贯通,爆破后易垮落形成大块,同时保护区残余岩体宽度仅为0.9~1.5 m,整体性差,会对后续装药爆破工作带来极大安全隐患。方案2中,Ⅲ区域岩体破碎效果良好,保护区残余岩体宽度在2.0~2.4 m之间,虽然内部存在局部破坏区域,但破坏范围较小且未形成大面积贯通,岩体整体性较好。

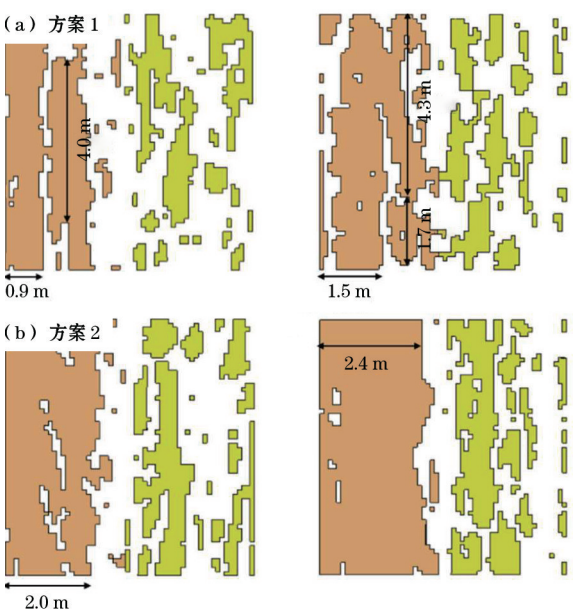


图16 各方案典型剖面破坏情况

Fig.16 Rreaking condition of each scheme in typical sections

通过上述分析可知,方案 1 对保护区岩体的后冲破坏作用较大,保护区残余岩体宽度在 0.9 m 以内,会对后续装药爆破工作带来极大安全隐患;方案 2 的后冲破坏作用显著减小,保护区残余岩体宽度在 2.0～2.4 m 之间,且完整性较好,能够为后续装药爆破工作提供安全保障,因此第三排炮孔装药结构优选方案 2。

3 现场试验及岩体声波速度测试分析

根据数值模拟结果,确定第一排孔采用 1.0 m 药包 1.0 m 空气间隔、第二排孔采用 0.5 m 药包 1.0 m 空气间隔、第三排孔采用 0.5 m 药包 1.5m 空气间隔的优化装药结构,在安徽某地下铜矿采场开展大直径深孔侧崩爆破试验,并对下次临爆排炮孔进行注水饱和后声波测试。受到开挖爆破的影响,岩体内原有的节理裂隙会进行扩展导致岩体弹性模量降低,当爆破前后保护区岩体的密度、泊松比近似相等时,弹性模量与岩体纵波波速的平方成正比,因此,损伤变量 D 可以表示为[20]:

$$D=1-\frac{E_2}{E_1}=1-\left(\frac{v_2}{v_1}\right)^2 \tag{1}$$

$$\eta=\left(1-\frac{v_2}{v_1}\right)\times 100\% \tag{2}$$

式中:E_1 为爆破前岩体的弹性模量,GPa;E_2 为爆破后岩体的弹性模量,GPa;v_1 为爆破前岩体的纵波波速,m/s;v_2 为爆破后岩体的纵波波速,m/s;η 为声速变化率,%。

依据《水工建筑物岩石地基开挖施工技术规范》(SL 47—2020),爆破前后声速变化率 η 超过 10%,即损伤值超过 0.19 时,认为岩体发生损伤破坏;其中,声速变化率 η 小于 15%时,认为爆破开挖对保护区岩体影响轻微,声速变化率 η 大于 15%时,认为爆破对保护区岩体影响较大,保护区质量显著劣化。

现场工业试验结果表明,采用优化装药结构后,垮落大块数量明显减少,临爆排边帮岩体爆前爆后声波测试结果如图 17 所示。可以看出,爆前 50 m 深度范围内岩体波速整体稳定,约为 4 000 m/s。爆后 50 m 深度范围内岩体声波速度整体稳定,约为 3 650 m/s,声波速度降低率约为 8.8%;岩体损伤值基本小于 0.19,且波动幅度较小,说明优化后的装药结构可以达到后冲控制目的,同时保证爆炸能量分布均匀性。

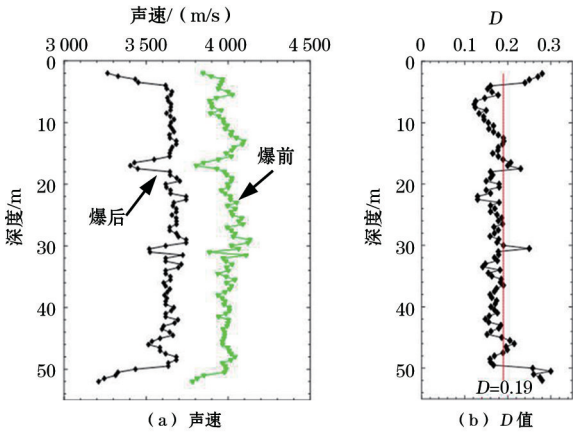


图 17 临爆区边帮岩体波速测试结果

Fig.17 Sonic wave velocity test results of rock mass near the blasting zone

4 结论

本文采用 ANSYS/LS-DYNA 软件对安徽省某铜矿地下采场三排炮孔的轴向装药结构爆破模型进行数值模拟计算,通过爆破损伤分析、岩石破坏体积统计分析、关键剖面岩石损伤破坏分析等手段,对比研究了不同轴向装药结构对后冲控制效果以及破岩效果的影响,最终确定了各排炮孔的最优装药结构,并通过现场试验与岩体声波速度测试进行了验证,得到以下主要结论。

(1) 最后一排炮孔的爆破后冲作用对临爆排边帮岩体的损伤破坏起主导作用,通过逐排差异化优化轴向装药结构,可有效改变爆炸能量的时空分布,进而改变岩体损伤分布与破坏范围,在保证破岩效果的前提下实现后冲控制目标。

(2) 通过数值模拟逐排对不同轴向装药结构方案下的岩石损伤破坏进行分析,综合考虑破岩效果及后冲控制效果,确定最优装药结构为第一排孔 1.0 m 药包 1.0 m 空气间隔、第二排孔 0.5 m 药包 1.0 m 空气间隔、第三排孔 0.5 m 药包 1.5 m 空气间隔。

(3) 将数值模拟优化后的装药结构应用于现场试验,爆破垮落大块显著减少,岩体声波速度测试表明声波速度变化率约为 8.8%,岩体损伤值基本小于 0.19,且波动幅度较小,表明优化后装药结构爆炸能量分布均匀性较好,后冲控制效果显著。

参考文献(References):

[1] 金解放,王宇,方立兴,等.水压力和轴向静应力对红砂岩冲击能量演化及破坏特性的影响[J].煤炭学报,2024(11):1-15.
Jin Jiefang, Wang Yu, Fang Lixing, et al. Effect of water pressure and axial static stress on evolution of impact energy and damage characteristics of red sandstone[J]. Journal of China Coal Society,2024(11):1-15.

[2] 李育,孙鹏昌,罗建斌,等.深圳赤湾停车场石方开挖爆破振动安全控制研究[J].爆破,2020(3):63-67+108.
Li Yu, Sun Pengchang, Luo Jianbin, et al. Research on blasting vibration control during rock excavation of Chiwan metro parking lot, Shenzhen[J]. Blasting,2020(3):63-67+108.

[3] 蒋新军,苗春光,胡旭聪,等.近直立煤层顶底板爆破防冲方法数值模拟研究[J].煤炭工程,2024(9):105-111.
Jiang Xinjun, Miao Chunguang, Hu Xucong, et al. Numerical simulation on roof and floor blasting rock burst prevention for nearly vertical coal seams [J]. Coal Engineering,2024(9):105-111.

[4] 霍晓锋,史秀志,苟永刚.边帮控制爆破裂纹扩展模拟及参数优化[J].爆破,2019,36(1):21-28.
Huo Xiaofeng, Shi Xiuzhi, Gou Yonggang. Simulation of crack growth in sidewall controlled blasting and parameter optimization[J]. Blasting,2019,36(1):21-28.

[5] 李俊平,管婷婷,王海泉.高位巷控制爆破切槽放顶关键参数设计及矿压运移模拟[J].安全与环境学报,2025,25(2):488-497.
Li Junping, Guan Tingting, Wang Haiquan. Design of key parameters and simulation of pressure migration in mining for grooving roof-caving using controlled explosions in upper overburden roadways [J]. Journal of Safety and Environment,2025,25(2):488-497.

[6] Dohyum P, Jeon S. Reduction of blast-induced vibration in the direction of tunneling using an air-deck at the bottom of a blasthole[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2010,47(5):752-761.

[7] Jhanwar J C, Jethwa J L, Reddy A H. Influence of air-deck blasting on fragmentation in jointed rocks in an open-pit manganese mine[J]. Engineering Geology,2000,57(1):13-29.

[8] 吴拥政,付玉凯,何思锋,等.强冲击载荷下巷道围岩变形破坏特征及控制技术[J].煤炭科学技术,2024,52(9):76-87.
Wu Yongzheng, Fu Yukai, He Sifeng, et al. Characteristics of deformation and failure of surrounding rock in roadway under strong impact load and control technology[J]. Coal Science and Technology,2024,52(9):76-87.

[9] 马元磊,贺鹏.光面爆破技术在过断层巷道掘进的研究与应用[J].爆破,2020,37(4):59-62+165.
Ma Yuanlei, He Peng. Research and application of smooth blasting technique in tunneling through fault[J]. Blasting, 2020,37(4):59-62+165.

[10] 宗琦,孟德君.煤系高岭土岩石巷道掘进爆破技术优化[J].岩土力学,2004(6):984-987.
Zong Qi, Meng Dejun. Blasting technical optimization of rock tunnel digging in stratum of kaolin among coal[J]. Rock and Soil Mechanics,2004(6):984-987.

[11] 宗琦,陆鹏举,罗强.光面爆破空气垫层装药轴向不耦合系数理论研究[J].岩石力学与工程学报,2005(6):1047-1051.
Zong Qi, Lu Pengju, Luo Qiang. Theoretical study on axial decoupling coefficients of smooth blasting with air cushion charging construction[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering,2005(6):1047-1051.

[12] 潘长良,祝方才,曹平,等.不耦合装药爆破的试验研究[J].工程爆破,1999(2):21-24.
Pan Changliang, Zhu Fangcai, Cao Ping, et al. Experimental study on decoupled charge blasting [J]. Engineering Blasting,1999(2):21-24.

[13] 陈明,朱洋洋,郑炳旭,等.基于声波检测的空气间隔装药预裂爆破损伤特性研究[J].爆破,2013,30(3):1-4.
Chen Ming, Zhu Yangyang, Zheng Bingxu, et al. Study of damage characteristics of presplitting blasting with air-decking charge base on sound wave tests[J]. Blasting,2013, 30(3):1-4.

[14] Zhang Y J, Huang J X. Study on theoretical analysis of buffer blasting[J]. Procedia Engineering,2010(7):342-344.

[15] 杨军,黄风雷.深孔爆破空隙装药损伤演化过程的数值模拟[J].爆破,1997(2):1-6.
Yang Jun, Huang Fenglei. Numerical simulation of damage evolution process of void charge in deep hole blasting[J]. Blasting,1997(2):1-6.

[16] 吴亮,钟冬望,蔡路军.空气间隔装药中光面爆破机理数值分析[J].武汉理工大学学报,2009,31(16):77-81.
Wu Liang, Zhong Dongwang, Cai Lujun. Numerical simulation of the mechanism for air-decked smooth blasting [J]. Journal of Wuhan University of Technology,2009,31 (16):77-81.

[17] 尤元元,杨仁树,左进京,等.基于相似模型和 PBM-FEM-DEM 耦合算法的大结构采场爆破参数优化[J].中国矿业大学学报,2025,54(4):796-810.
You Yuanyuan, Yang Renshu, Zuo Jinjing, et al. Optimization of blasting parameters in large structure mining sites based on similarity models and PBM-FEM-DEM coupling algorithm[J]. Journal of China University of Mining & Technology,2025,54(4):796-810.

[18] Huo X F, Shi X Z, Qiu X Y, et al. Rock damage control for large-diameter-hole lateral blasting excavation based on charge structure optimization[J]. Tunnelling Underground Space Technology,2020,106:103569.

[19] 董平,刘婷婷,李新平,等.冲击荷载作用下非贯通节理岩体细观破坏模式研究[J].爆破,2021,38(4):17-25.
Dong Ping, Liu Tingting, Li Xinping, et al. Study on wave propagation and meso-failure of rock with non-persistent joints[J]. Blasting,2021,38(4):17-25.

[20] 翟利军,徐新海,王正英,等.大直径深孔采矿法采场边孔爆破参数的优化[J].矿业研究与开发,2022,42(8):24-28.
Zhai Lijun, Xu Xinhai, Wang Zhengying, et al. Optimization of side hole blasting parameters in stope mined by large-diameter deep hole mining method [J]. Mining Research and Development,2022,42(8):24-28.

[21] Kumar A, Iqbal M A. Influence of prestressing force on the ballistic performance of small-scale prestressed containment walls[J]. Engineering Failure Analysis,2026,183:110225.