

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2025.03.007

## 矿山巷道爆破掘进布孔与延时的优选研究\*

胡刚<sup>1</sup>, 费鸿禄<sup>1</sup>, 郭玉新<sup>2</sup>

(1. 辽宁工程技术大学 爆破技术研究院, 阜新 123000; 2. 包头市泉山爆破工程有限责任公司, 包头 014060)

**摘要:** 为了提高矿山巷道爆破掘进的效果, 同时降低爆破振动的危害, 采用现场爆破试验、振动监测试验以及数值模拟相结合的方法, 根据炮眼利用率选取装药孔与空孔的布置方式, 基于质点振速峰值确定合理的延期时间, 同时按照巷道尺寸和围岩物理力学指标建立数值模型以及设置材料参数, 利用 ANSYS/LS-DYNA 分析巷道爆破掘进对围岩结构的影响。研究表明: 采用中心装药孔+周围空孔的布孔方式进行巷道爆破掘进时, 掏槽孔的炮眼利用率均大于 96%, 最高的炮眼利用率甚至达到了 97.9%, 说明装药孔与空孔的合理布置可以有效地提高爆破掘进的效果; 同时发现当延期时间从 50 ms 增加至 75 ms 时, 相同位置处质点振速峰值的衰减率超过了 20%, 当延期时间为 100 ms 时, 距离爆源 25 m 处的质点振速峰值降低至 2.97 cm/s, 说明延期时间可以明显地降低爆破振动的危害; 当采用中心装药孔+周围空孔的布孔方式及 100 ms 的延期时间分析巷道爆破掘进对围岩结构的数值计算结果时, 发现距离巷道断面 1 m 的范围内, 拱顶产生了 9.1 MPa 的拉应力, 在 1~4 m 范围内, 拱腰位置均存在大于 5 MPa 的拉应力, 由此建议拱顶增加钢架支护, 侧壁喷射混凝土进行初期支护。研究成果可为类似巷道爆破掘进提供参考以及为围岩支护设计提供依据。

**关键词:** 爆破; 巷道; 布孔方式; 延期时间; 优选

中图分类号: TD235 文献标识码: A 文章编号: 1001-487X(2025)03-0054-09

## Optimization of Hole Distribution and Delay Time in Blasting Excavation of Mine Roadway

HU Gang<sup>1</sup>, FEI Hong-lu<sup>1</sup>, GUO Yu-xin<sup>2</sup>

(1. Institute of Blasting Technique, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China;

2. Baotou Quanshan Blasting Engineering Co., Ltd., Baotou 014060, China)

**Abstract:** In order to improve the effectiveness of mining roadway blasting excavation and reduce the damage of blasting vibration, the method combined field blasting tests, blasting vibration monitoring tests, and numerical simulation analysis was adopted. The allocation of actual holes and vacant holes was determined according to the utilization rate of the blasting hole. The reasonable delay time was determined based on the peak of particle vibration velocity. At the same time, a numerical model was established based on the size of the roadway and the physical and mechanical properties of both the roadway and the surrounding rock. Based on the material parameters, the impact of roadway blasting excavation on the surrounding rock structure was analyzed using ANSYS/LS-DYNA numerical simulation software. The research findings demonstrate that employing the layout method of central real holes coupled with surrounding empty holes for roadway blasting excavation results in a utilization rate of cut holes exceeding 96%, with the

收稿日期 (Date of reception): 2025-02-16

网络首发日期 (Published online): 2025-04-09

作者简介: 胡刚 (1990-), 男, 辽宁省阜新市, 讲师、博士, 主要从事工程爆破技术研究工作, (E-mail) 1125019679@qq.com。

基金项目: 辽宁省教育厅基本科研项目 (青年项目) 基金资助 (项目编号: JYTQN2023206); 江汉大学省部共建精细爆破国家重点实验室、江汉大学爆破工程湖北省重点实验室联合开发基金资助 (项目编号: PBSKL2023B12)

**About the author:** HU Gang (1990-), Male, Fuxin Liaoning, Lecture, doctor, Research on engineering blasting technology, (E-mail) 1125019679@qq.com.

**Fund Programs:** Supported by the Educational Department of Liaoning Province (No. JYTQN2023206), Supported by State Key Laboratory of Precision Blasting and Hubei Key Laboratory of Blasting Engineering, Jianghan University (No. PBSKL2023B12)

highest utilization rate reaching 97.9%. This indicates that the strategic arrangement of real and empty holes can significantly enhance the efficiency of blasting excavation. Besides, when the delay time increased from 50 ms to 75 ms, the attenuation rate of the peak of particle vibration velocity exceeded 20% at the same position. When the delay time was 100 ms, the peak particle vibration velocity decreased to 2.97 cm/s at 25 m, indicating that the delay time can significantly reduce the damage caused by blasting vibration. Meanwhile, when the layout of central real holes and surrounding empty holes with a delay time of 100 ms was employed to analyze the surrounding rock structure during roadway blasting excavation through numerical simulation, it was observed that a tensile stress of 9.1 MPa was generated at the arch crown position within a 1-meter range from the roadway section. Tensile stress greater than 5 MPa was present at the arch waist position within a range of 1 to 4 m. Therefore, it is recommended to add steel frame support to the arch crown position and spray concrete on the arch waist position.

**Key words:** blasting; roadway; hole distribution; delay time; optimization

钻爆法一直是矿山巷道最主要的施工方法<sup>[1]</sup>,如何提高爆破掘进的效果,降低爆破振动的危害<sup>[2,3]</sup>,保证人员设备的安全,成为了科学家的研究热点<sup>[4,5]</sup>。针对巷道爆破掘进的布孔方式、延期时间以及对围岩结构的影响,国内外学者进行了大量研究<sup>[6-12]</sup>。

张其虎基于大红山铜矿 285 中段和西部矿段的实际掘进问题<sup>[13]</sup>,分别研究了布孔方式、炮孔间距、空孔个数、空孔装药、起爆顺序等因素对掏槽爆破效果的影响,得到了最优掏槽爆破设计方案;柴修伟等采用 LS-DYNA 有限元软件分析了不同直径下的直孔掏槽槽腔的形成过程及有效应力传播规律<sup>[14]</sup>,并根据空孔效应理论推导出了装药孔与空孔之间的距离公式;穆兵兵基于 ANSYS 分析了布孔方式、空孔个数、空孔的布置位置及空孔直径的大小对应力波传播、裂纹扩展、振动规律以及矿山巷道的影响<sup>[15]</sup>;韩博等为了提高煤矿硬岩巷道掘进爆破效果<sup>[16]</sup>,应用小波变换时-能密度法识别确定了毫秒延期时间,研究表明采用合理的毫秒延期爆破参数方案可以取得良好的爆破效果;宗琦等进行了大直径炮孔和大直径药卷中深孔爆破试验研究<sup>[17]</sup>,同时对各段雷管起爆延期时间进行了优化,发现第 2 段雷管延期时间从 25 ms 增加至 50 ms,爆破试验取得了良好效果;俞祥杰等运用 FLAC3D 软件模拟计算了爆破开采活动对邻近巷道的影响<sup>[18]</sup>,同时对数值计算结果进行了三维重构分析,并与现场振速实测值进行了对比研究;陈祥等采用现场监测与数值模拟的方法<sup>[19]</sup>,分析了爆破振动作用下地下洞室群围岩的动态响应及振动衰减规律。上述研究均为某一具体参数对巷道爆破掘进效果的影响,缺少布孔方式和延期时间的协同分析。

为了提高巷道爆破掘进的质量,同时降低爆破振动的危害,本文对布孔方式和延期时间进行了优选研究,并且通过 ANSYS/LS-DYNA 数值模拟软件

分析了巷道爆破掘进对围岩结构的影响。

## 1 工程概况

穷贵沟铁矿位于内蒙古包头市九原区阿嘎如泰苏木,共有 3 条矿体,其中 2 号矿体规模最大。矿区内岩石组合主要为黑云二长片麻岩、黑云角闪斜长片麻岩和黑云角闪斜长麻粒岩等,顶板地质结构饱和单轴抗压强度为 51.94 ~ 76.45 MPa,底板地质结构饱和单轴抗压强度为 36.70 ~ 44.10 MPa;矿区构造简单,总体形态呈东西走向,断裂构造不发育,仅在局部地段有层间滑动面。

2 号矿体位于矿区中部,呈似层状产出,矿体倾向 350°,倾角 70°,矿体形态复杂,厚度为 1.02 ~ 3.55 m,且沿倾斜方向深部有变薄趋势。矿石矿物主要为磁铁矿,含量 8.73%,占有率 72.33%,其次为赤铁矿,含量 0.37%,占有率 3.07%,铁矿层饱和单轴抗压强度为 87.80 ~ 93.00 MPa;脉石矿物主要为石英及角闪石,其次为黑云母。

## 2 优选布孔方式

巷道爆破掘进只有一个临空面,掏槽孔的布置不仅可以创造空间,而且决定了爆破效果<sup>[20]</sup>。根据穷贵沟铁矿的岩石特性和巷道断面尺寸(巷道断面形状为圆弧拱形,宽度为 2200 mm,壁高为 1980 mm,拱高为 220 mm),设计了 2 种布孔方式,如图 1 所示,其中黑色为装药孔,白色为空孔,均为垂直孔。

布孔方式 1 共布置 25 个炮孔,其中空孔为 6 个(空孔直径与装药孔直径相同),以间距 250 mm 按六边形分布在中心装药孔的周围,装药孔 2 ~ 5 以中心装药孔为形心,按照正方形布置,正方形边长为 700 mm,周边孔炮孔间距为 550 mm,距开挖边界 100 mm。

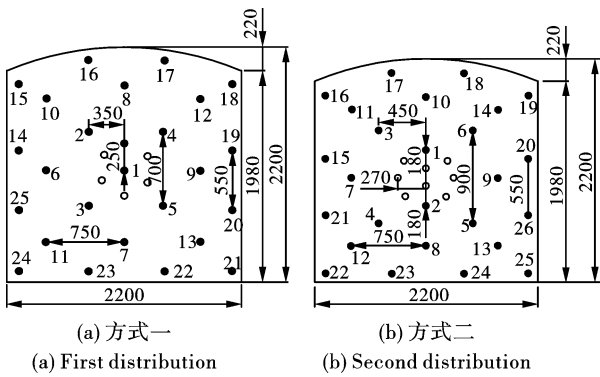


图 1 布孔方式(单位:mm)

Fig. 1 Hole distribution( unit:mm)

布孔方式 2 共布置 26 个炮孔,其中空孔为 8 个

(空孔直径与装药孔直径相同),在过巷道中心的垂线上,与巷道中心距离 90 mm 处沿水平面对称布置 2 个空孔,与上述 2 个空孔相距 180 mm 的位置处分别布置装药孔 1 和装药孔 2,其余 6 个空孔与装药孔 1、装药孔 2 以八边形按间距 270 mm 分布在巷道中心周围,装药孔 3~6 以巷道中心为形心,按照正方形布置,正方形边长为 900 mm,周边孔炮孔间距同样为 550 mm,距开挖边界 100 mm。

巷道爆破掘进采用 2 号岩石乳化炸药,毫秒导爆管雷管起爆,延期时间为 50 ms;炮孔直径为 38 mm,循环进尺为 2 m,超深为 15%,连续装药结构;每种布孔方式进行了 3 次试验,爆破参数与效果统计如表 1~2 所示。

表 1 第一种布孔方式的爆破参数及效果统计

Table 1 Blasting parameters and results of the first hole distribution

炮孔编号 Hole number	单孔药量 Single-hole charge/kg	起爆时间 Break time/ms	平均残孔长度 Average residual hole length/m			炮眼利用率 Percentage of utilization of hole/%		
			试验 1 First experiment	试验 2 Second experiment	试验 3 Third experiment	试验 1 First experiment	试验 2 Second experiment	试验 3 Third experiment
			1	1.8	0			
2~3	1.8	50	0.080	0.075	0.074	96.5	96.7	96.8
4~5	1.8	100						
6~7	1.8	150	0.138	0.128	0.087	94.0	94.4	96.2
8~9	1.8	200						
10~11	1.2	250	0.073	0.058	0.048	96.8	97.5	97.9
12~13	1.2	300						
14~19	1.2	350	0.069	0.052	0.054	97.0	97.7	97.7
20~25	1.2	400						

表 2 第二种布孔方式的爆破参数及效果统计

Table 2 Blasting parameters and results of the second hole distribution

炮孔编号 Hole number	单孔药量 Single-hole charge/kg	起爆时间 Break time/ms	平均残孔长度 Average residual hole length/m			炮眼利用率 Percentage of utilization of hole/%		
			试验 1 First experiment	试验 2 Second experiment	试验 3 Third experiment	试验 1 First experiment	试验 2 Second experiment	试验 3 Third experiment
			1~2	1.8	0			
3~4	1.8	50	0.230	0.218	0.200	90.0	90.5	91.3
5~6	1.8	100						
7~8	1.8	150	0.290	0.271	0.243	87.4	88.2	89.4
9~10	1.8	200						
11~12	1.2	250	0.110	0.100	0.090	95.2	95.7	96.1
13~14	1.2	300						
15~20	1.2	350	0.095	0.077	0.071	95.9	96.7	96.9
21~26	1.2	400						

从表 1 可知:按照第一种布孔方式进行巷道爆破掘进时,3 次试验中掏槽孔的炮眼利用率均大于 96%,说明装药孔 1 周围的一圈空孔,不仅为掏槽爆破提供了自由面,而且减少了装药孔 1 的夹制作用;最外圈辅助孔的炮眼利用率最高达到 97.9%,周边孔的炮眼利用率也均超过了 97%。

从表 2 可知:相比于第一种布孔方式,当采用第二种布孔方式进行巷道爆破掘进时,3 次试验中掏槽孔的炮眼利用率均有所下降(分别从 96.5%、96.7%、96.8%降低至 90.0%、90.5%、91.3%),由此说明即使空孔数量增加,掏槽孔的炮眼利用率也并非提高,而是应该考虑空孔的布置;当掏槽效果不佳时,第一圈辅助孔的炮眼利用率降低至 90% 以下,周边孔的炮眼利用率也有所下降(分别从 97.0%、97.9%、97.9%降低至 95.9%、96.7%、96.9%)。

### 3 爆破振动监测试验

爆破振动始终威胁着矿山巷道的施工安全<sup>[21]</sup>,为了降低爆破振动的危害,在采用第一种布孔方式,延期时间为 50 ms 进行巷道爆破掘进的基础上,根据文献[20]并巷爆破掘进时,掏槽孔、辅助孔、周边孔的延期时间应取 50 ~ 100 ms 为宜,由此将掏槽孔延期时间增加至 75 ms 和 100 ms,并采用成都中科测控的 TC-4850 测振仪进行爆破振动监测试验,测点布置如图 2 所示。

爆破振动监测试验共采用 4 台仪器(编号分别为 A、B、C、D),A 点与掌子面的距离为 25 m,相邻两

点的间距为 5 m;为了降低测试误差,保证设备安全,将仪器布置在巷道拱肩位置处;为了便于安放,在测点处钻取 2 个孔深 200 mm,间距 250 mm 的孔洞,制作长 300 mm、宽 150 mm、高 200 mm 的平台,且在平台底部焊接深度 200 mm,宽度 250 mm 的钢筋,将平台插入钻孔并进行刚性连接,同时将仪器通过石膏粉布置在平台上,仪器安装如图 3 所示;仪器 X 方向均为巷道的掘进方向,即水平径向,Y 方向为水平切向、Z 方向为垂直方向。



图 2 测点布置(单位:m)

Fig. 2 Measuring points arrangement (unit:m)

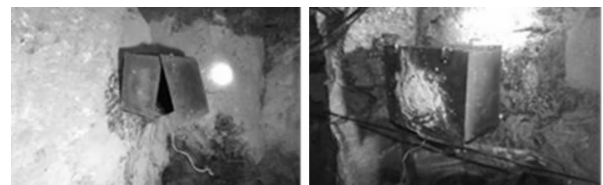


图 3 仪器安装

Fig. 3 Instrument installation

按照第一种布孔方式的爆破参数,进行掏槽孔延期时间分别为 50 ms、75 ms 和 100 ms 的爆破振动监测试验,测试结果如表 3 所示,质点振速时程曲线如图 4 ~ 6 所示。

表 3 爆破振动测试结果

Table 3 Blasting vibration test results

延期时间 Delay time/ms	仪器编号 Instrument number	爆心距离 Epicentral distance/m	质点振速峰值 Peak particle vibration velocity/( $\text{cm} \cdot \text{s}^{-1}$ )	掏槽孔质点振速峰值 peak particle vibration velocity of cutting hole/( $\text{cm} \cdot \text{s}^{-1}$ )
50	A	25	4.72	3.432
	B	30	3.14	2.948
	C	35	1.47	1.268
	D	40	0.95	0.743
75	A	25	3.75	2.496
	B	30	2.68	1.930
	C	35	1.24	1.012
	D	40	0.83	0.486
100	A	25	2.97	2.325
	B	30	1.85	1.128
	C	35	1.00	0.682
	D	40	0.73	0.451

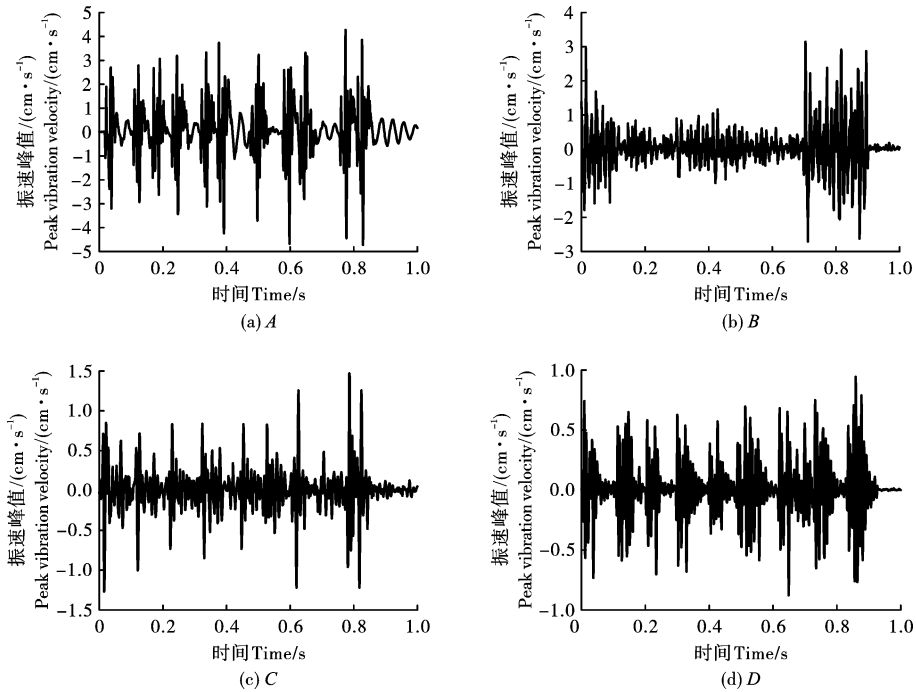


图4 掏槽孔延期时间为50 ms的质点振速时程曲线

Fig. 4 Particle vibration velocity curve of 50 ms of cutting hole

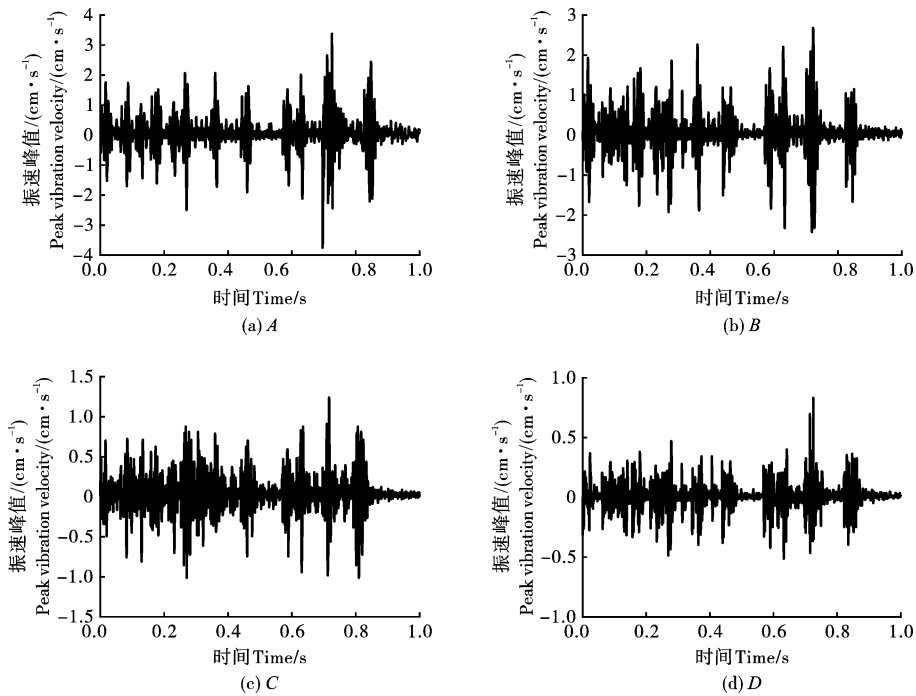


图5 掏槽孔延期时间为75 ms的质点振速时程曲线

Fig. 5 Particle vibration velocity curve of 75 ms of cutting hole

当掏槽孔的延期时间发生改变时,辅助孔和周边孔的延期时间以及爆破参数均未发生改变,以掏槽孔延期时间为50 ms的D点质点振速峰值为例,如图7所示,从图中可以明显发现爆破振动按照延期时间的起爆顺序形成规则振动分区。

结合表3和图4~6可知:质点振速峰值主要发

生在周边孔起爆时间,主要原因为周边孔起爆的单段药量最大,最大的质点振速峰值为4.72 cm/s,远小于《爆破安全规程》(GB 6722—2014)中巷道的安全允许振速峰值15~30 cm/s,并且本文的主要改变是掏槽孔的延期时间,因此在完全满足爆破振动要求的基础上,仅研究掏槽孔引起的质点振速峰值的

变化规律,如图 8 所示。

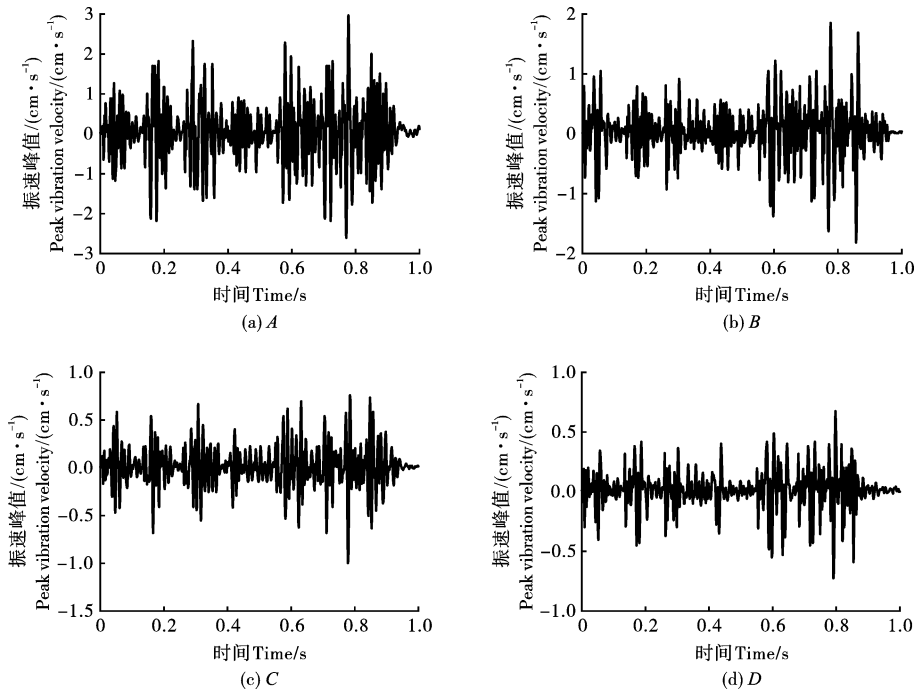


图 6 掏槽孔延期时间为 100 ms 的质点振速时程曲线

Fig. 6 Particle vibration velocity curve of 100 ms of cutting hole

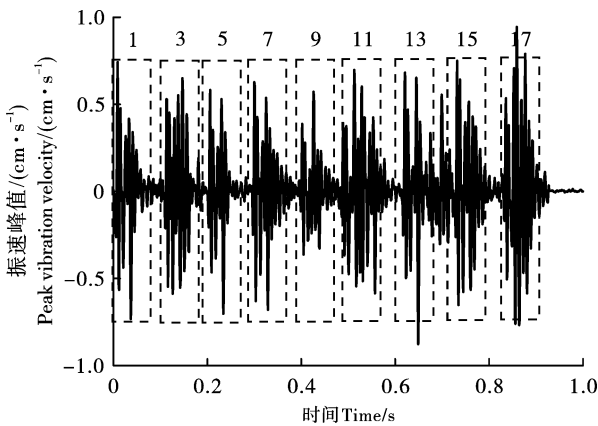


图 7 掏槽孔延期时间为 50 ms 的 D 点质点振速时程曲线

Fig. 7 Point D particle vibration velocity curve of 50 ms of cutting hole

从图 8 可知:改变延期时间进行爆破振动监测试验,发现质点振速峰值均随爆心距的增加呈指数型下降趋势,且延期时间为 50 ms 时,质点振速峰值的下降速率最快。

针对同一监测点,延期时间为 100 ms 的质点振速峰值相比于延期时间为 50 ms 的质点振速峰值均有所衰减,且衰减率超过了 20%,因为炸药爆炸的能量是固定值,当爆破振动降低时,说明引起爆破振动的能量有所下降,间接说明用于巷道掘进的爆破能量利用率有所提高,表明当延期时间为 100 ms 时,可以有效的提高矿山巷道爆破施工的安全系数。

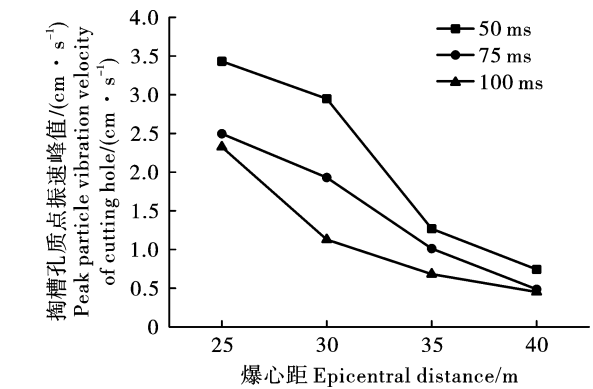


图 8 掏槽孔质点振速峰值分析

Fig. 8 Analysis of vibration velocity peak of cutting hole

利用最小二乘法对延期时间为 100 ms 的质点振速峰值进行萨道夫斯基公式拟合: $v = 41(Q^{1/3}/R)^{1.2}$ ,掏槽孔的质点振速峰值拟合公式为: $v = 35.3(Q^{1/3}/R)^{1.19}$ ,式中: $v$  为质点振速峰值,cm/s, $Q$  为单段最大药量,kg; $R$  为爆心距离,m。

### 4 巷道围岩结构的数值模拟分析

#### 4.1 数值模型建立

采用 ANSYS/LS-DYNA 数值模拟软件,根据巷道的尺寸进行实际比例建模,由于仅分析掏槽孔布孔方式和延期时间的改变,所以仅考虑掏槽爆破影响,建立 1/4 模型,如图 9 所示,后处理时通过镜像进行补全分析,侧面和顶面设置无反射边界条件;基

于数值计算的精度和时间,设置模型尺寸为 $3\text{ m} \times 3\text{ m} \times 10\text{ m}$ ,采用自由网格进行划分,围岩单元尺寸为 $0.8\text{ m} \times 0.8\text{ m} \times 0.8\text{ m}$ ,炸药单元尺寸为 $0.3\text{ m} \times 0.3\text{ m} \times 0.3\text{ m}$ ,共计289 872个单元。

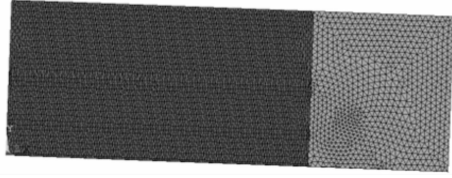


图9 数值模型  
Fig. 9 Numerical model

#### 4.2 材料参数设置

对巷道围岩进行取样,通过量积法进行密度测试,根据《工程岩体试验方法标准》(GB/T 50266—2013),采用TAW-2000微机控制电液伺服岩石三轴试验机对试件进行抗压强度和抗拉强度测试,进而计算弹性模量和泊松比。

巷道围岩材料采用PLASTIC\_KINEMATIC模型,炸药材料采用HIGH\_EXPLOSIVE\_BURN模型,并定义JWL状态方程,空气采用LINEAR\_POLYNOMIAL定义状态方程,具体材料参数见表4~5所示。

表4 围岩材料模型参数

Table 4 Material parameters of rock

密度 Density/( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	弹性模量 Elastic modulus/GPa	泊松比 Poisson ratio	抗压强度 Compressive strength/MPa	抗拉强度 Tensile strength/MPa
2600	34	0.2	85	5

表5 炸药材料模型参数

Table 5 Material parameters of explosive

密度 Density/( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	爆速 Detonation velocity/( $\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$ )	PCJ压力 Pressure/GPa	$A$	$B$	$R_1$	$R_2$	$\omega$	$E_0$
1250	4400	5.2	$1 \times 10^9$	$4.17 \times 10^8$	10	3.8	0.039	$7 \times 10^9$

#### 4.3 质点振速峰值分析

在采用第一种布孔方式,延期时间为100 ms进行巷道爆破掘进对围岩结构受力影响的基础上,首先需要进行质点振速峰值分析,确保数值模型的可

靠性;由于模型尺寸的限制,选择爆心距离分别为3.5 m(节点165012)、4.5 m(节点165033)、5.5 m(节点165086)和6.5 m(节点164991)处的质点振速时程曲线,如图10所示。

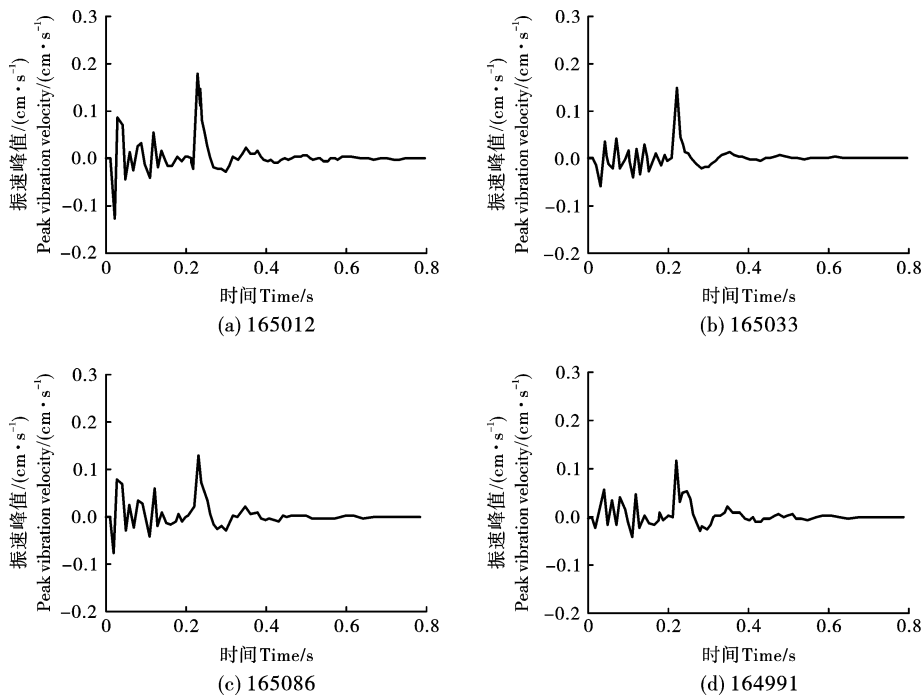


图10 质点振速时程曲线

Fig. 10 Particle vibration velocity

将图 10 的参数代入现场监测试验所获得的拟合公式中,可以得到质点振速峰值,同时将图 10 中

的质点振速峰值汇总于表 6,其误差如图 11 所示。

表 6 质点振速峰值汇总表

Table 6 Peak value of particle vibration velocity

爆心距离 Epicentral distance/m	质点振速峰值 Peak particle vibration velocity/( $\text{cm} \cdot \text{s}^{-1}$ )		
	数值模拟 Numerical simulation	拟合公式 Fitting formula	掏槽孔拟合公式 Fitting formula of cutting hole
3.5	18.64	15.72	18.37
4.5	15.33	11.62	14.29
5.5	13.10	9.14	11.69
6.5	12.03	7.48	9.89

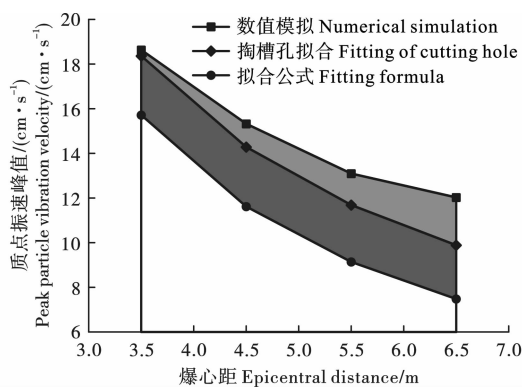


图 11 误差分析

Fig. 11 Error analysis

从表 6 和图 11 可知:数值计算得到的质点振速峰值也随着爆心距的增加呈指数型下降趋势,且数值均大于拟合公式得到的质点振速峰值,这主要是由于数值模型材料是均质的以及巷道围岩结构存在节理、裂隙等因素造成的,但是误差较小,说明数值计算结果具有较高的可靠性。由于数值模型仅考虑掏槽孔爆破振动影响并且为了数值计算方便进行了一定的简化,但从质点振速峰值的比较上可以发现,掏槽孔拟合公式所得的质点振速峰值与数值模拟结果的数值非常接近,说明数值模型的建立、网格尺寸的划分、材料参数的选取具有一定的可行性和合理性,采用数值模拟的结果对围岩结构进行受力分析可以满足工程实践要求。

#### 4.4 围岩结构受力分析

当采用第一种布孔方式、延期时间为 100 ms 进行巷道爆破掘进时,围岩结构的应力云图如图 12 所示。

从图 12 可知:在 0.025 s 时,巷道断面中心形成粉碎区,裂隙径向扩展同时伴有环向裂隙产生;在 0.075 s 时,粉碎区范围明显加大,为后续爆破提供了自由面,裂隙继续扩展且尖端产生分叉现象。

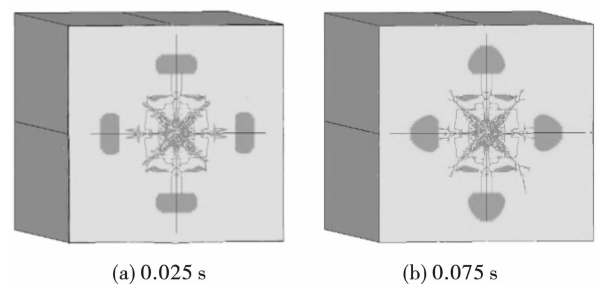


图 12 围岩结构的应力云图

Fig. 12 Stress nephogram of surrounding rock

应力云图可以体现某一时刻应力的分布情况,但某一具体位置随时间的变化情况却无法得知,由此选取距离巷道断面 1 m、2 m、3 m、4 m、5 m 处拱顶和拱腰位置的应力曲线,如图 13 所示。

从图 13(a)可知:巷道爆破掘进时拱顶位置处的应力随时间整体呈现衰减趋势,但是当掏槽孔爆破时,距离断面 1~4 m 的拱顶位置均产生了大于 5 MPa 的拉应力,距离断面 1 m 的拱顶位置产生了 9.1 MPa 的拉应力,由此建议巷道爆破掘进前,距离断面 4 m 的范围内,拱顶处应该增加钢架支护。

从图 13(b)可知:巷道爆破掘进时拱腰位置处的应力也随时间整体呈现衰减趋势,且衰减速率更快,但是当掏槽孔爆破时,距离断面 1~5 m 的拱腰位置均产生了大于 5 MPa 的拉应力,由此建议巷道爆破掘进前,侧壁位置均应喷射混凝土进行初期支护。

## 5 结论

(1)采用中心装药孔 + 周围空孔的布孔方式进行巷道爆破掘进时,掏槽孔的炮眼利用率均大于 96%,炮眼利用率最高的至达到了 97.9%,说明装药孔与空孔的合理布置可以有效的提高爆破掘进的效果。

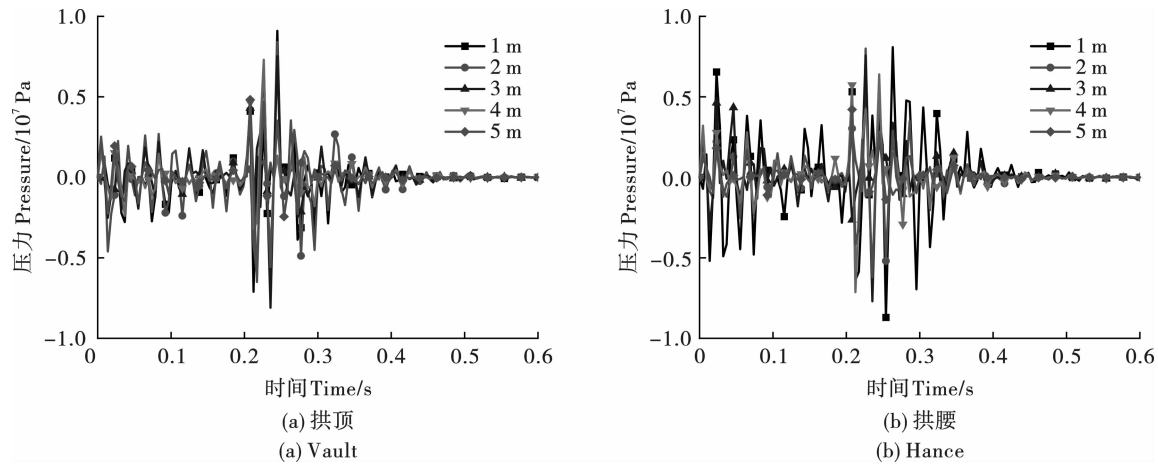


图 13 围岩结构的应力曲线

Fig. 13 Stress curve of surrounding rock

(2)在合理的布孔方式已提高巷道爆破掘进效果的基础上,协同分析延期时间对爆破振动的衰减规律,发现当延期时间从 50 ms 增加至 75 ms 时,相同位置处质点振速峰值的衰减率超过了 20%,当延期时间为 100 ms 时,距离爆源 25 m 处的质点振速峰值降低至 2.97 cm/s,说明延期时间可以明显地降低爆破振动的危害。

(3)采用 ANSYS/LS-DYNA 数值模拟软件,基于爆破振动衰减规律的可行性,研究采用中心装药孔+周围空孔的布孔方式及 100 ms 的延期时间进行巷道爆破掘进对围岩结构的影响,发现距离巷道断面 1 m 处拱顶产生了 9.1 MPa 的拉应力,在 1~4 m 范围内,拱腰位置均存在大于 5 MPa 的拉应力,由此建议拱顶增加钢架支护,侧壁喷射混凝土进行初期支护。

### 参考文献 (References)

- [1] 杨仁树. 我国煤矿岩巷安全高效掘进技术现状与展望[J]. 煤炭科学技术, 2013, 41(9): 18-23.
- [1] YANG Ren-shu. Present status and outlook on safety and high efficient heading technology of mine rock roadway in china[J]. Coal Science and Technology, 2013, 41(9): 18-23. (in Chinese)
- [2] 朱飞昊, 刘泽功, 高 魁, 等. 构造带内巷道定向聚能爆破掘进围岩损伤特征试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2018, 37(9): 2037-2047.
- [2] ZHU Fei-hao, LIU Ze-gong, GAO Kui, et al. Experimental study on rock damage of roadway excavation by cumulative blasting in structural coal[J]. Chinese Journal of rock mechanics and engineering, 2018, 37(9): 2037-2047. (in Chinese)
- [3] 钟冬望, 何 理, 操 鹏, 等. 爆破振动持时分析及微差爆破延期时间优选[J]. 爆炸与冲击, 2016, 36(5): 703-709.
- [3] ZHONG Dong-wang, HE Li, CAO Peng, et al. Analysis of blasting vibration duration and optimizing of delayed time interval for millisecond blasting[J]. Explosion and Shock Waves, 2016, 36(5): 703-709. (in Chinese)
- [4] 潘长春, 徐 颖, 宗 琦. 基于单孔爆破的节理裂隙减振模型试验研究[J]. 振动与冲击, 2017, 36(7): 255-261.
- [4] PAN Chang-chun, XU Ying, ZONG Qi. Tests for vibration reduction model of joint fracture based on single-hole blasting[J]. Journal of Vibration and Shock, 2017, 36(7): 255-261. (in Chinese)
- [5] 李廷春, 刘洪强. 煤矿下山巷道爆破掘进技术试验研究[J]. 岩土力学, 2012, 33(1): 35-40, 47.
- [5] LI Yan-chun, LIU Hong-qiang. Experimental study of blasting technology of dip roadway excavation in coal mine[J]. Rock and Soil Mechanics, 2012, 33(1): 35-40, 47. (in Chinese)
- [6] 秦绍兵, 许自栋, 王道银, 等. 井下小断面开挖融合延时起爆网路试验研究[J]. 爆破, 2024, 41(4): 174-180.
- [6] QIN Shao-bing, XU Zi-dong, WANG Dao-yin, et al. Experimental study on fusion delay detonation network in small section exaction[J]. Blasting, 2024, 41(4): 174-180. (in Chinese)
- [7] ZHAO Rui, TAO Ming, XIANG Gong-liang, et al. Blasting induced dynamic stress concentration and failure characteristics of deep-buried rock tunnel[J]. Journal of Central South University, 2024, 31(7): 2321-2340.
- [8] ZHANG Yu-wei, ZHANG Yi-duo, SONG Zhan-ping, et al. A LFPP-FAHP based evaluation model of blasting scheme for tunnel undercrossing existing buildings[J]. Tunnelling and Underground Space Technology incorporating Trenchless Technology Research, 2024, 153(1): 105937-105937.