

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2022.01.010

## 贵州息烽磷矿巷道掘进爆破参数优化与实践<sup>\*</sup>

郑彦涛<sup>1</sup>,周虎生<sup>1</sup>,刘德峰<sup>2a,2b</sup>,姜贵川<sup>3</sup>,褚维<sup>1</sup>,万发林<sup>1</sup>

(1. 贵州化工建设有限责任公司,贵阳 550001;

2. 武汉工程大学 a. 资源与安全工程学院;b. 磷资源开发利用教育部工程研究中心,武汉 430073;

3. 贵州息烽磷矿有限责任公司,贵阳 550001)

**摘要:** 巷道掘进爆破的破碎效果取决于爆破参数的合理与否,其轮廓成形效果一定程度上也会影响地下矿山巷道围岩稳定性。针对贵州息烽磷矿巷道掘进施工过程中因装药量过大、炮孔布置密集而产生的巷道超挖严重及爆破后的围岩破碎难题,采用了爆破破岩理论分析,并参照类似工程经验对掘进爆破的孔网参数布置和装药结构进行优化研究。通过优化掏槽方式减少6个炮孔(一阶掏槽孔2个、顶板孔2个和崩落孔顶孔2个),增大炮孔间距,并采用空气间隔器实施轴向不耦合间隔装药,使得炮孔数量减少和总炸药消耗量降低。其次,利用有限元软件LS-DYNA对优化的爆破方案进行模拟计算分析,结果表明:优化后的爆破方案巷道围岩应力峰值降低,减少了超挖,提高了围岩稳定性。最后,通过15组现场巷道掘进爆破工程实践,表明优化爆破参数后,巷道爆破掘进成型质量好,无顶板破碎、掏槽孔穿孔等现象出现,施工效率提高,施工成本降低。通过分析比较认为:适当增大炮孔间距,采用空气间隔装药爆破,相比无空气间隔爆破,能够有效减少爆破震动,保证巷道成型质量。

**关键词:** 巷道掘进;爆破参数;掏槽孔;数值模拟

中图分类号: TD235.1

文献标识码: A

文章编号: 1001-487X(2022)01-0068-07

## Optimization of Blasting Parameters and its Practice for Roadway Excavation in Xifeng Phosphate Mine in Guizhou Province

ZHENG Yan-tao<sup>1</sup>, ZHOU Hu-sheng<sup>1</sup>, LIU De-feng<sup>2a,2b</sup>, JIANG Gui-chuan<sup>3</sup>, CHU Wei<sup>1</sup>, WAN Fa-lin<sup>1</sup>

(1. Guizhou Chemical Construction Co., Ltd., Guiyang 550001, China;

2. a. School of Resource & Safety Engineering; b. Engineering Research Center of Phosphorus Resources Development and Utilization of Ministry of Education, Wuhan Institute of Technology, Wuhan 430073, China; 3. Guizhou Xifeng Phosphate Rock Co., Ltd., Guiyang 550001, China)

**Abstract:** The crushing effect of roadway blasting determines whether the blasting parameters are reasonable or not, and its contour forming effect will also affect the stability of surrounding rock of underground mine roadway to a certain extent. Aiming at the problems of overbreak and surrounding rock breakage after blasting caused by excessive charge and dense arrangement of blast holes in roadway driving construction in Xifeng phosphate mine, Guizhou Province, theoretical analysis of rock fragmentation as well as reference to similar engineering experience were adopted to optimize hole spacing, burden and charge structure of tunneling blasting. As a result, six blast holes (two first-order cut holes, two roof holes and two auxiliary holes) were reduced by optimizing cutting method. At the same time, the total number of holes and explosive consumption were decreased by increasing hole spacing and air-deck charge. In addition, the finite element software LS-DYNA was used to analyze the optimized blasting scheme. The results show that the optimized blasting scheme reduces the peak stress and overbreak of roadway surrounding rock which stability is improved. Finally, through 15 groups of on-site practical experiments of tunnel excavation blasting, it is shown that, a good forming quality of tunnel excavation with no roof breakage or cut hole perforation can be achieved after optimi-



利用现有爆破参数(表1)进行巷道掘进爆破过程中存在装药量大和爆破引起震动大现象,最终导致巷道成型质量较差、顶板较为破碎和巷道超挖量大,以及相邻两孔穿孔(掏槽孔布置密集)等现象产生。因此,为了减少施工成本和提高巷道成型质量,亟需对巷道掘进爆破施工方案进行优化。

表1 爆破参数  
Table 1 Blasting parameters

孔号	名称	孔深/ m	孔数/ 个	炮孔角度/°	
				水平	垂直
1	中空直孔	3.0	1	90	90
2~7	一阶掏槽孔	3.0	6	90	90
8~11	二阶掏槽孔	3.2	4	88	89
12~15	一圈崩落孔	2.9	4	90	89
16~28	二圈崩落孔	3.0	13	90	90
29~35	底孔	3.1	7	90	84
36~38	帮孔	3.0	6	88	89
39~50	顶孔	3.0	12	89	88

## 2 巷道掘进爆破参数优化

为了降低炸药单耗、减小爆破振动和爆破超欠挖,对巷道掘进爆破的掏槽方式、爆破参数以及炮孔布置情况等各方面进行优化研究,进而减少对巷道顶板、围岩的破坏,以及控制爆破成本和提高后续巷道掘进作业的安全。

### 2.1 掏槽方式优化

由于巷道掘进工作面空间有限,且只有一个自由工作面,导致周围岩石具有较大的夹制力,起爆条件困难,若要确保最后的爆破效果能够满足生产需求,需要合理布置炮孔位置。掏槽方式在一定程度上决定了炮孔利用率和掏槽效果,进而影响最终的爆破效果。

根据斜孔掏槽、直孔掏槽、混合掏槽三种掏槽方式的特点,以及岩体物理特性,优选直孔掏槽方式进行掏槽爆破。为了减少施工成本和穿孔现象,将原方案的6个一阶掏槽孔减少为4个,均布置在中心孔周围,孔间距从150 mm变为250 mm;二阶掏槽孔4个,孔间距700 mm,如图2所示。

### 2.2 炮孔优化

#### 2.2.1 炮孔数量

炮孔数量直接影响到巷道掘进爆破效果和钻爆成本。炮孔数量 $N$ 按经验公式(1)估算

$$N = 3.3 \sqrt[3]{fS^2} \quad (1)$$

式中: $f$ 为岩石坚固性系数; $S$ 为巷道掘进断面

面积, $m^2$ 。

利用式(1)对巷道掘进炮孔数量进行优化,即炮孔数量由原施工方案的53个调整为47个,如图3所示。

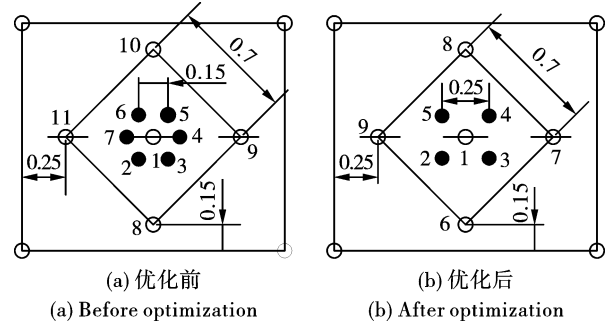


图2 优化后掏槽孔布置图(单位:m)

Fig. 2 Layout of cut holes after optimization(unit:m)

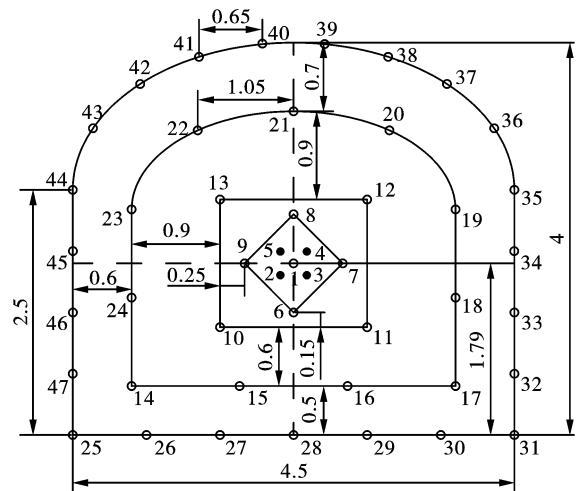


图3 优化后断面炮孔布置图(单位:m)

Fig. 3 Optimized section blast hole layout(unit:m)

#### 2.2.2 炮孔布置

炮孔直径为42 mm,周边孔间距取值范围为420~1050 mm,底孔间距750 mm,顶孔间距650 mm,帮孔间距625 mm。为提高光面爆破效果,要求严格控制好周边孔间距,炮孔打在巷道设计轮廓线上,孔底落在设计轮廓线外100 mm处。装药密集系数一般为0.8~1.0,取值0.92,光面层厚度取值范围为470~1204 mm。崩落孔两圈,一圈崩落孔4个,炮孔间距1400 mm,二圈崩落孔11个,炮孔间距1050 mm。优化后的巷道掘进爆破参数见表2,炮孔布置情况如图3所示。

### 2.3 装药结构优化

#### 2.3.1 装药量

炸药消耗量一般根据经验式(2)来确定。一次爆破所需的总炸药量

$$Q = q \cdot V \quad (2)$$

式中: $q$  为单位体积炸药消耗量,一般取  $1.2 \sim 2.4 \text{ kg/m}^3$ ;  $V$  为每循环爆落岩实体,  $\text{m}^3$ 。

表 2 优化后爆破参数

Table 2 Optimized blasting parameters

孔号	名称	孔深/ m	孔数/ 个	炮孔角度/ $^\circ$	
				水平	垂直
1	中空直孔	3.0	1	90	90
2~5	一阶掏槽孔	2.9	4	90	90
6~9	二阶掏槽孔	3.2	4	88	90
10~13	一圈崩落孔	3.0	4	90	90
14~24	二圈崩落孔	3.0	11	90	90
25~31	底孔	3.1	7	90	85
32~34	帮孔	3.0	6	88	90
44~47					
35~44	顶孔	3.0	10	90	87

为了降低炸药消耗量且确保爆破效果,改变传统的连续装药方式,利用空气间隔器进行轴向不耦合间隔装药,在基于式(2)和巷道断面大小,确定实际一次爆破所需总炸药量约为  $72 \text{ kg}$ ,平均装药量为  $0.6 \text{ kg/m}$ 。

### 2.3.2 炮孔堵塞

为了保证炸药充分反应和确保炮孔内拥有较高

的爆轰压力及较长的作用时间,在装药完成后,需要在每个炮孔孔口填塞炮泥,且炮孔的堵塞长度不少于  $1 \text{ m}$ ,周边孔堵塞长度不小于  $0.3 \text{ m}$ 。

## 3 数值模拟

采用有限元软件 LS-DYNA 流固耦合模型对优化的巷道掘进爆破方案进行计算分析爆破效果。划分网格时岩石单元采用 Lagrange 网格,炸药和空气单元采用 Euler 网格。基于优化的巷道掘进爆破施工方案,建立宽  $4.5 \text{ m}$ 、高  $4 \text{ m}$  的半圆拱巷道掘进断面二维数值模型,中空直孔直径  $120 \text{ mm}$ ,掏槽孔直径  $90 \text{ mm}$ ,周边孔及崩落孔直径为  $42 \text{ mm}$ ,药卷直径  $32 \text{ mm}$ 。除掌子面外的边界均为无反射边界。

### 3.1 材料模型参数

#### 3.1.1 岩石、堵塞材料参数及状态方程

岩石材料模型为白云岩,炸药选用 2 号岩石乳化炸药,材料模型选用 MAT\_HIGH\_EXPLOSIVE\_BURN,利用 MAT\_ADD\_EROSION 失效准则。根据该矿区岩层赋存资料,确定岩石材料模型参数如表 3 所示。

炮孔堵塞使用炮泥作为填塞材料,其材料模型参数如表 4 所示。

表 3 岩石材料参数

Table 3 Rock material model parameters

密度/ ( $\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$ )	泊松比	弹性模量/ GPa	切线模量/ GPa	抗拉强度/ MPa	抗压强度/ MPa	屈服应力/ MPa
2.8~2.9	0.25	6.4	2.6	11	150	107

表 4 炮泥材料参数

Table 4 Parameter of stemming material model

密度/ ( $\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$ )	泊松比	弹性模量/ GPa	切线模量/ GPa	抗拉强度/ MPa	抗压强度/ MPa	屈服应力/ MPa
2.0	0.19	4.8	2.5	5	35	6.8

#### 3.1.2 炸药材料及状态方程

采用 2 号岩石乳化炸药,选用 MAT\_HIGH\_EXPLOSIVE\_BURN 材料模型进行数值模拟。该模型需联合 JWL 状态方程使用,方程式为

$$P = A \left( 1 - \frac{\omega}{R_1 V} \right) e^{-R_1 V} + B \left( 1 - \frac{\omega}{R_2 V} \right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E_0}{V} \quad (3)$$

式中: $P$  为炸药爆炸产生的爆轰压力, Pa;  $V$  为爆炸产物的相对比体积,  $V = v/v_0$  为爆炸产物的初始比体积,  $v$  为爆炸产物的比体积;  $E_0$  为爆轰产物的初始比内能, GPa;  $A$ 、 $B$ 、 $R_1$ 、 $R_2$  为材料常数,需通过试验获得。炸药材料参数见表 5。

表 5 炸药材料参数

Table 5 Explosive material model parameters

密度/( $\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$ )	爆速/( $\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$ )	$A/\text{GPa}$	$B/\text{GPa}$	$R_1$	$R_2$	$\omega$	$E_0/\text{GPa}$
1.25	3200	214.4	0.182	4.2	0.9	0.14	4.19

### 3.1.3 空气材料及状态方程

空气材料采用 MAT\_NULL 模型进行模拟计算。目前,通常采用多线性方程描述空气的变化过程,其公式如下

$$p = C_0 + C_1\mu + C_2\mu^2 + C_3\mu^3 + (C_4 + C_5\mu + C_6\mu^2)E \quad (4)$$

式中: $\mu$  为体积比系数, $\mu = 1/V - 1$ ;  $P$  为压力, Pa;  $E$  为单位体积空气内能, GPa;  $C_0 \sim C_6$  为材料的常数,根据试验可得。一般可取  $C_0 = C_1 = C_2 = C_3 = C_6 = 0, C_4 = C_5 = 0.4$ ,具体参数见下表6。

表6 空气材料参数

Table 6 Air material model parameters

密度/(g · cm <sup>-3</sup> )	$E_0$ /MPa	$V_0$	$C_0$	$C_1$	$C_2$	$C_3$	$C_4$	$C_5$	$C_6$
1.29	0.25	1	0	0	0	0	0.4	0.4	0

### 3.2 数值模拟结果分析

基于优化的巷道掘进爆破施工方案,将岩石、炸药和空气等材料参数赋值于构建的巷道掘进模型中,进行数值模拟计算,获得优化爆破参数后的爆破应力云图,如图4所示,其中白色表示岩体破碎区域。

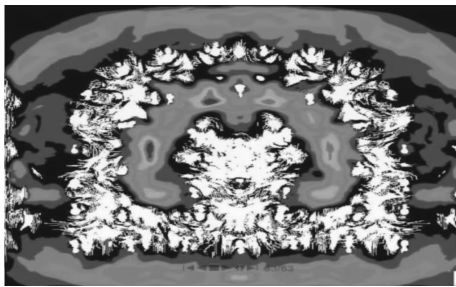


图4 优化后爆破应力云图

Fig. 4 Optimized blasting stress nephogram

由图4可知,在减少炮孔数量和炸药的情况下,周边孔与辅助孔之间的岩体完全碎裂,未出现超挖

或欠挖现象。为了评价优化的爆破参数后的整体爆破效果,分别从岩体破碎效果和围岩应力演变规律两个方面进行解析。

#### 3.2.1 岩体爆破破碎效果

为了评价在优化的爆破参数下岩体破碎效果的影响,对爆破过程进行数值模拟计算。选取爆破时间  $t = 0.1$  ms、0.25 ms、0.32 ms、0.45 ms、0.65 ms 和 0.75 ms 下的巷道掘进爆破效果进行分析,如图5所示。

由图5可知,当爆破时间为 0.1 ms 时,炮孔周边岩体爆破开始向外扩张;当爆破时间为 0.25 ms 时,爆破岩体开始逐渐从掏槽眼向外延伸,直到爆破时间为 0.75 ms 时,整个巷道完成爆破。另外,也能看出岩体破裂由掏槽眼开始,逐渐向外扩展到周边眼,破裂区域达到设计要求,岩体破碎程度较均匀。因此,从岩体的破碎完整程度角度看,优化后的爆破参数能较好的满足爆破施工计划要求。

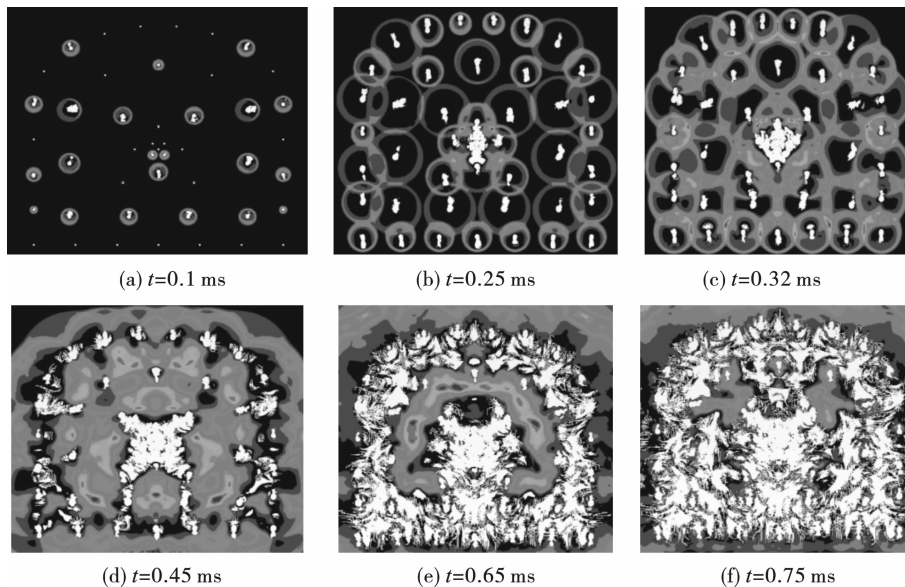


图5 岩体爆破模拟效果

Fig 5 Simulation effect of rock blasting

### 3.2.2 围岩应力时程分析

为了分析优化的爆破参数对围岩稳定性的影响程度,在数值模拟爆破计算过程中,选取顶板、两帮和底板中的一些点作为监测点,解析爆破过程中顶板、两帮和底板围岩应力演化规律,如图6~图8所示。

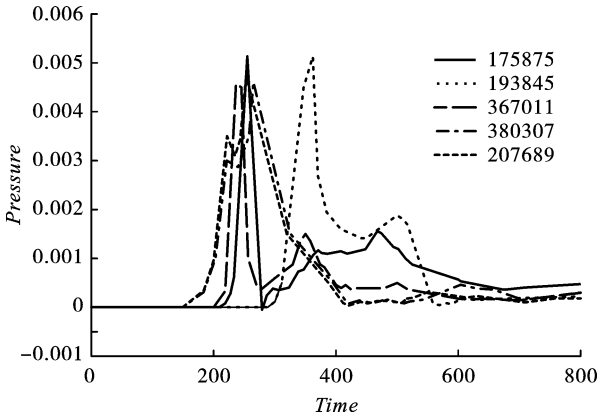


图6 顶板典型单元应力时程曲线

Fig. 6 Stress time history curve of typical roof element

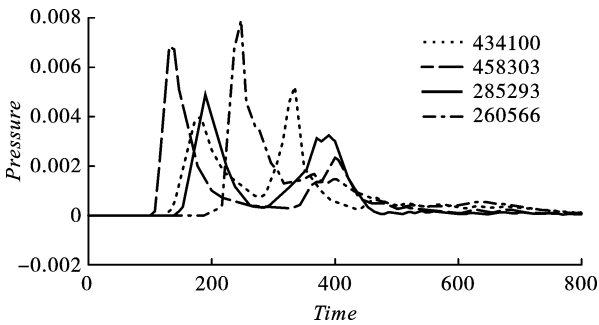


图7 两帮典型单元应力时程曲线

Fig. 7 Stress time history curve of two typical elements

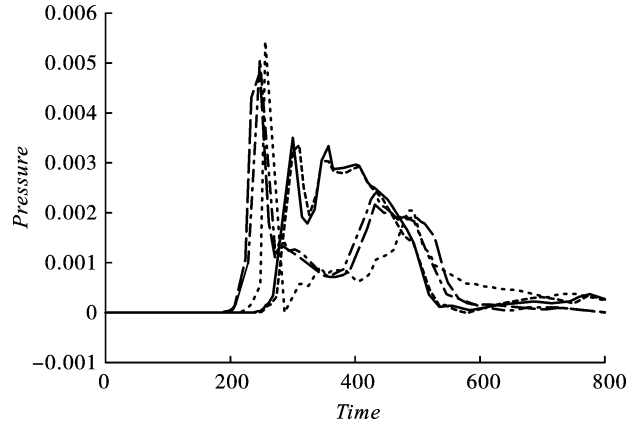


图8 底板典型单元应力时程曲线

Fig. 8 Stress time history curve of typical element of bottom plate

从图6~图8中可以看出,受爆炸应力波的影响,围岩顶板、两帮和底板的应力变化曲线出现两次峰值,出现大应力峰值后,先衰减后又达到一个小的应力峰值,且后一次峰值比前一次较小,最后趋于稳定,这由于不耦合间隔装药产生的拉伸应力,减小了爆炸应力波对围岩的破坏力,保证了巷道掘进完成后围岩能够保持较好的整体稳定性。

分析数值模拟结果可知,在减少炮孔数量和炸药消耗量的条件下,巷道爆破掘进成型质量较好,穿孔现象减少,岩体的爆破破碎程度较好,同时爆破施工综合成本也降低了。

## 4 工程实践

贵州息烽磷矿于2020年9月在2-740平硐+50 m处,累计开展了15组优化参数后的爆破实验,如图9所示。通过对比分析爆破成型质量,验证优化后爆破施工方案的可行性,如表7、8、9所示。

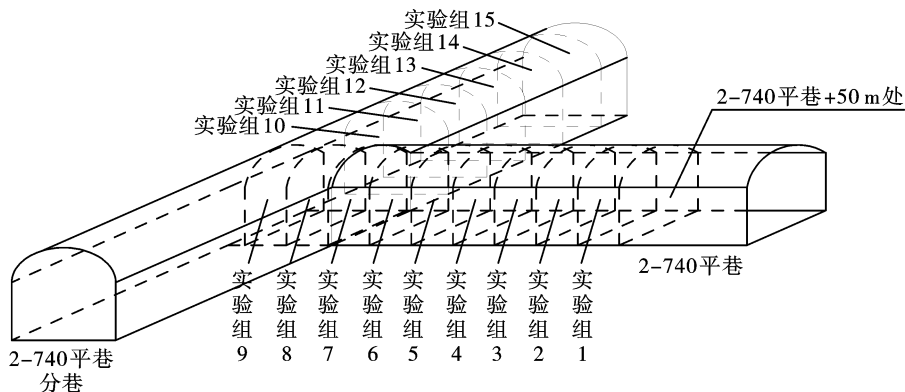


图9 现场巷道爆破掘进布置图

Fig. 9 Layout of on-site roadway blasting excavation

由表7和表8可知,施工优化后的爆破施工方案中总共减少了6个炮孔(一阶掏槽孔2个、顶板孔2个和崩落孔顶孔2个),使得炮孔数量从53个减

少到47个,孔间距增大,即掏槽孔间距从0.15 m增加到0.25 m,顶板孔间距从0.53 m增加到0.65 m,崩落孔顶孔间距从0.7 m增加到1.05 m,这样有效

的减少了爆破冲击荷载对围岩的破坏,减少了顶板失稳的可能性;爆破采用空气间隔器进行轴向不耦合间隔装药,降低了炸药消耗量,减少了爆破成本;

现场中巷道爆破成型效果较好,达到了光面爆破的要求,如图10所示。

表7 优化后现场爆破参数

Table 7 Optimize the site blasting parameters

孔号	名称	孔深/m	孔数/个	炮孔角度/°		装药量		起爆顺序
				水平	垂直	单孔药卷数	质量/kg	
1	中空直孔	3.1	1	89	90	3.0	0.6	I
2~5	一阶掏槽孔	3.0	4	90	88	9.5	7.6	I
6~9	二阶掏槽孔	3.1	4	89	90	13.0	10.4	II
10~13	一圈崩落孔	3.0	4	90	90	11.0	8.8	III
14~24	二圈崩落孔	3.0	11	90	89	8.0	17.6	IV
25~31	底孔	2.9	7	90	86	7.0	9.8	V
35~44	顶孔	3.0	10	89	87	5.0	10.0	V

表8 优化爆破参数前后爆破效果比较

Table 8 Comparison of blasting effect before and after optimizing blasting parameters

方案	炮孔数目/个	打孔时间/h	用药量/kg	围岩稳定情况	掏槽孔施工情况
优化前	53	2.5	83	顶板较破碎	易出现相邻孔穿孔现象
优化后	47	2.5	72	围岩稳定性良好	施工情况良好

表9 现场实验数据记录

Table 9 Field test data record

实验序号	炮孔数	用药量	施工时长	成型情况	问题
1	47	72.2	2.51	好	
2	47	72.1	2.54	好	
3	47	71.8	2.42	较好	顶板较破碎
4	47	72.1	2.40	好	
5	47	72.3	2.51	好	
6	47	72.1	2.53	好	
7	47	72.4	2.44	好	
8	47	72.3	2.50	较好	破碎块较大
9	47	71.5	2.39	好	
10	47	71.7	2.45	好	
11	47	72.2	2.51	好	
12	47	71.7	2.55	好	
13	47	71.6	2.48	好	
14	47	72.2	2.53	较好	断面尺寸较小
15	47	72.4	2.54	好	



(a) 优化前  
(a) Before optimization

(b) 优化后  
(b) After optimization

图10 优化前后巷道爆破效果

Fig. 10 Roadway blasting effect before and after optimization

## 5 结论

(1) 优化后的爆破施工方案中总共减少了6个炮孔(一阶掏槽孔2个、顶板孔2个和崩落孔顶孔2个),使得炮孔间距增大;爆破采用空气间隔器进行不耦合间隔装药,降低了炸药消耗量,从而提高了施工效率,降低了爆破成本。