

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2025.04.012

露天矿高台阶深浅斜孔组合的 煤岩混爆参数优化研究

费鸿禄,任国林,刘衍雨

(辽宁工程技术大学 爆破技术研究院,阜新 123000)

摘要: 针对露天煤矿近水平复合煤层分采成本高、周期长,开采难度大的工程难题,提出了深浅斜孔组合的煤岩混爆不爆混技术方案,达到煤层上部岩体抛掷、下部煤层松动的效果,旨在提高煤岩分离效果,降低煤贫化率。以武家塔露天煤矿 1054 平盘 3#煤开采为研究对象,通过该矿生产经验、爆破漏斗试验及列线图解法确定炸药单耗、孔排距等混爆参数,并设计岩层和煤层最小抵抗线优化方案,利用 ANSYS 构建煤岩混爆三维数值模型,对岩层台阶最小抵抗线为 3.5 m、4.0 m、4.5 m,对应的煤层台阶最小抵抗线为 8.5 m、9.0 m、9.5 m 时进行数值模拟。分析坡面观测点的水平抛距范围、煤岩交界面破坏情况及下部煤层松动效果,从而确定岩层和煤层最小抵抗线分别为 4.0 m、9.0 m,并进一步对岩层装药底部至煤层距离、装药长度、装药结构进行调整,用于武家塔露天煤矿 1054 平盘 3#煤试验区。试验结果表明:优化后的煤岩混爆方案,抛掷爆堆水平抛距较常规方案整体增加,平均水平抛距为 28.4 m,多抛出 14.47%;抛掷爆堆大块率减小了 8.86%,粉块率则增大了 4.73%,且块度小于 50 cm 的占比提高了 16.23%,整体爆破效果达到了预期;整体铲装效率由 400~450 m³/h 提高到了 500 m³/h 以上。

关键词: 抛掷爆破;煤岩混爆;最小抵抗线;数值模拟;爆破效果

中图分类号: TD235.3 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-487X(2025)04-0104-11

Study on Parameter Optimization of Combined Deep-shallow Inclined Holes for Coal-rock Mixed Blasting in High-bench Open-pit Mines

FEI Hong-lu, REN Guo-lin, LIU Yan-yu

(Institute of Blasting Technology, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China)

Abstract: To address the engineering challenges of high cost, prolonged cycles, and significant mining difficulties in the selective extraction of near-horizontal composite coal seams in open-pit coal mines, a blended blasting technique combining shallow and deep inclined holes without coal-rock explosive mixing is proposed. This innovative scheme effectively achieves the effects of throwing the rock mass in the upper part of the coal seam and loosening the coal seam in the lower part, thereby optimizing a coal-rock separation while minimizing dilution rates. This study investigates the 3# coal seam at the 1054 bench of Wujiata Open-pit Coal Mine, utilizing mine production experience, blasting crater tests, and nomogram method analysis to determine optimal mixed blasting parameters, including unit

收稿日期 (Date of reception): 2025-03-31

网络首发日期 (Published online): 2025-05-15

作者简介: 费鸿禄 (1963-), 男, 山东省日照市, 博士、教授、博导, 从事工程爆破和地下工程方面的科研与教学工作, (E-mail) feihonglu@163.com。

通信作者: 任国林 (1997-), 男, 重庆市合川区, 硕士研究生, 从事工程爆破方向研究, (E-mail) 2667383101@qq.com。

About the author: FEI Hong-lu (1963-), male, born in Rizhao city, Shandong province, Ph. D., professor, doctoral supervisor, mainly engaged in engineering blasting and underground engineering research and teaching work, (E-mail) 2667383101@qq.com.

Corresponding author: REN Guo-lin (1997-), male, born in Hechuan District, Chongqing city, master candidate, mainly engaged in engineering blasting, (E-mail) 2667383101@qq.com.

explosive consumption and borehole spacing configurations. Subsequently, optimized minimum resistance line configurations were developed for both the rock stratum and the coal seam. A three-dimensional numerical model of the coal-rock mixed blasting process was subsequently established using ANSYS finite-element analysis software. Numerical simulations were carried out when the minimum resistance lines of the rock layer benches are 3.5 m, 4.0 m and 4.5 m, and the corresponding minimum resistance lines of the coal seam benches are 8.5 m, 9.0 m and 9.5 m, respectively. The analysis evaluated three critical parameters: horizontal projection ranges at slope observation points, interfacial damage at coal-rock boundaries, and fracturing efficacy in underlying coal seams, ultimately establishing optimal minimum resistance lines of 4.0 m (rock stratum) and 9.0 m (coal seam). Further adjustments were made to three key parameters: the vertical distance between rock stratum charges and coal seam, charge length, and explosive configuration. The optimized scheme was implemented in the 1054 bench test area of Wujiaata Open-pit Coal Mine's No. 3 coal seam. Test results demonstrate that the optimized coal-rock mixed blasting scheme achieves a 14.47% increase in average horizontal throw distance (28.4 m), along with an 8.86% reduction in boulder rate and 4.73% improvement in powder-block ratio. Additionally, the proportion of sub-50 cm fragments rises by 16.23%, while shovel-loading efficiency increases from 400 ~ 450 m³/h to exceed 500 m³/h, fully meeting blasting performance expectations.

Key words: cast blasting; coal and rock mixed blasting; minimum resistance line; numerical simulation; blasting effect

随着煤矿采剥成本的上升,社会发展对煤资源需求增加,在露天矿开采作业中,常用的分采分爆存在效率低、成本高且资源浪费等问题。可采取煤岩混爆提高煤炭回采率,为有效实现煤岩混爆过程中不爆混效果,亟需对煤岩混爆不爆混技术展开研究,通过对该技术的优化,能够缩短穿爆周期,有效解决内排土空间问题,减少煤的贫化率,让煤炭资源得到更充分、更优质的利用。

目前国内一些学者对复杂煤岩混爆进行了研究和应用,以提高煤矿的回收率。丁新启等针对煤层的倾斜的情况,合理选择和优化爆破参数,采用煤岩混合爆破的方法,取得较好爆破效果^[1];郭春阳等在安家岭露天煤矿采用煤与顶板岩石混穿混爆,缩短穿爆周期、解决内排土空间问题。然而要提高爆破效果,减少煤贫化率,主要是对爆破参数的研究^[2]。于建新等通过爆破试验和数值模拟,通过改变抵抗线大小,对爆炸能量的分析解释岩石破碎块度及抛掷效果^[3,4]。叶海旺等通过数值模拟优化装药结构和孔网参数,开展现场爆破试验,解决某矿山爆破后小粒径矿石难以与土分离而导致矿石回收率低下的问题^[5]。

此外,许多露天矿山选用爆破分离技术降低矿岩交界处的混杂,为解决此问题。张乐等在基于工程实际使用爆破分离、等时线抛掷堆聚等相关技术,达到了矿岩边界有效分离、复杂矿岩混合爆区中矿石或岩石中部堆积的预期效果^[6,7];Yu Z 等通过设计起爆时序和确定相邻孔的延时,实现对岩石爆破移动方向的控制,使得矿岩有效分离,减少矿石损失

和贫化^[8,9];蔡兴琪等通过构建品位模型反映爆区矿、废石的实际分布情况,改变爆破装药量、装药结构以及连线方式等手段进行了分离爆破试验,可有效降低爆区的贫化率^[10]。

在布孔方面,研究表明深浅孔结合布孔方式,可明显改善爆破效果。黄雄、曹进军等针对爆破工程实际提出了深浅孔的布孔技术并经现场试验,爆破后的块度更均匀,改善了爆破效果^[11,12];陈运成等为运用倾斜浅孔与倾斜深孔技术,通过合理设计的孔网参数与装药结构,实现了坡面角较小且坡比上下变化大的露天矿高台阶爆破^[13];王皓永等运用 LS-DYNA 软件对深浅孔结合方形布孔方式进行模拟分析,并结合现场试验数据,得出了采用深浅组合方形布孔方式能有效降低爆破大块率^[14]。

综上所述,煤岩混爆和矿岩爆破分离可以提高穿爆效率,减少煤贫化率。针对露天煤矿煤层赋存情况为近水平、缓倾斜的煤岩混爆技术提出更高的技术挑战,为提高露天煤矿高台阶煤岩混爆效果,减小煤岩交界面混杂情况,提高铲运效率,对煤岩混爆技术进行改进及爆破参数进行优化。本文以鄂尔多斯市武家塔露天煤矿 1054 平盘 3#煤采剥为试验对象,提出深浅斜孔组合的煤岩混爆方案,使其岩层台阶实现爆破抛掷,下部煤层爆破松动的效果。结合工程实际,通过爆破漏斗试验和列线图解法确定部分混爆参数,并设计最小抵抗线优化方案,利用 ANSYS 进行模拟分析,以获得最佳的最小抵抗线,确定最终煤岩混爆方案,并进行现场试验达到了良好爆破效果。

1 工程概况

武家塔露天煤矿矿区地势特点为西北端较高而东南端较低,形成了明显的斜坡状地貌。从构造角度看,该矿区呈现出一种向南西倾斜的单一结构形态,其岩层整体表现宽缓起伏的趋势,岩层的主要走向为 $N25^{\circ}W$, 倾斜方向为 $S65^{\circ}W$, 倾斜角度介于 1° 至 3° 之间。剥离台阶水平划分,煤单独划分台阶整层开采,剥离物除第三系上新统及全新统松散层外,主要为砂岩、泥岩,岩层属半坚硬~坚硬层。

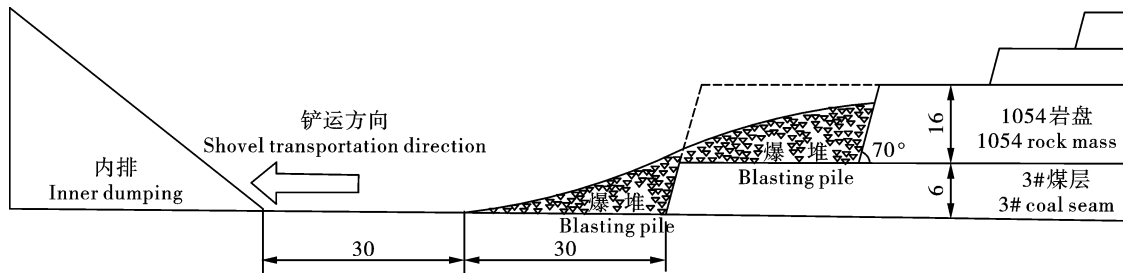


图1 爆堆预期效果(单位:m)

Fig. 1 Expected effect of the blasting muck pile(unit:m)

2 深浅斜孔组合的煤岩混爆参数设计及最小抵抗线数值模拟方案

2.1 煤岩混爆参数的设计

武家塔露天煤矿现场试验段台阶坡面角与炮孔倾角皆为 70° , 炮孔直径为 150 mm , 采用2号岩石乳化炸药进行耦合装药。采区首次剥离带长、宽分别为 110 m 、 22 m , 且3#煤层厚度为 6 m , 上部需剥离岩层厚度为 16 m , 拟建立4排炮孔, 第一、三排岩层孔深为 16 m (即孔长为 17 m), 第二、四排煤岩混合孔深为 22 m (即孔长为 23.5 m), 其中煤层部分炮孔孔深 6 m , 且上部岩层采用三角形布孔, 下部煤层采用矩形布孔。为方便论述, 岩层孔深为 16 m 的孔定为浅孔, 煤岩混合孔深为 22 m 的孔定为深孔。

以往确定最佳排距的依据通常是建立在各大露天矿山试验的爆破参数或者理论推导而来的基础之上, 以至于爆破效果都不够理想。因此引入 D'Apollonia 咨询工程师建立的列线图解法模型^[15,16]。抛掷爆破的参数确定过程包含输入参数、中间参数及输出参数三组参数。输入参数有 D 为炮孔直径, m ; H 为台阶高度, m ; ρ_d 为线装药密度, kg/m , 中间参数为 C_1 、 C_2 、 C_3 、 C'_2 、 C'_3 , 输出参数有炸药单耗 q , $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$; 排距 b , m , 中间参数可由式(1)、式(2)所确定。

$$C_1 = \frac{27\rho_d}{qk_2} \quad (1)$$

$$C_2 = \frac{k_1 C_1}{H} \quad (2)$$

如图2所示, 根据爆破漏斗试验得出的应变能系数 $F_E = 2.6$, 再由式(1)、式(2), 取常数 $k_1 = k_2 = 1$, 使 $C_2 = C'_2$, $C_3 = C'_3$, 由列线图解法确定该岩层炸药单耗与排距。

由以上列线图解法确定岩层装药单耗为 $0.53\text{ kg}/\text{m}^{-3}$, 排距为 5 m , 又采用三角形布孔方式, 确定孔距 a 可按式

$$a = b / \sin 60 \quad (3)$$

根据式(3)及结合该矿生产经验, 孔距取 6 m 。

炮孔填塞长度可按式

$$L_1 = (20 \sim 40)D \quad (4)$$

根据式(4)及结合该矿生产经验, 岩层和煤层填塞分别取 5 m 、 2 m 。

最终通过该矿生产经验、爆破漏斗试验及列线图解法确定岩层炸药单耗、孔排距、上部填塞及孔排间延时等爆破参数。煤层的爆破参数可通过爆破漏斗试验确定炸药单耗为 $0.18\text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$, 孔距同岩层孔距为 6 m , 因岩层浅孔与煤岩混合深孔交替布置, 煤层排距为 10.0 m , 其部分台阶混爆参数见表1。

2.2 最小抵抗线数值模拟方案

因设计炮孔轴线与台阶坡面平行, 最小抵抗线可由孔径进行初步确定, 按照经验公式^[17]

$$W = kD \quad (5)$$

式中: k 为系数,取 20~30; D 为炮孔直径,m。

并根据式(6)分别计算出上部岩层与下部煤层在不同抵抗线情况下的单孔装药长度^[18]。

$$Q = \pi \left(\frac{D}{2} \right)^2 \rho L_0 = qaWH \quad (6)$$

式中: Q 为单孔装药量,kg; D 为装药直径,m; ρ

为装药密度,kg/m³; L_0 为装药长度,m; q 为炸药单耗,kg/m³; a 为孔距,m; W 为抵抗线,m; H 为台阶高度,m。

根据式(5)、式(6)得到最小抵抗线优化方案,见表 2。

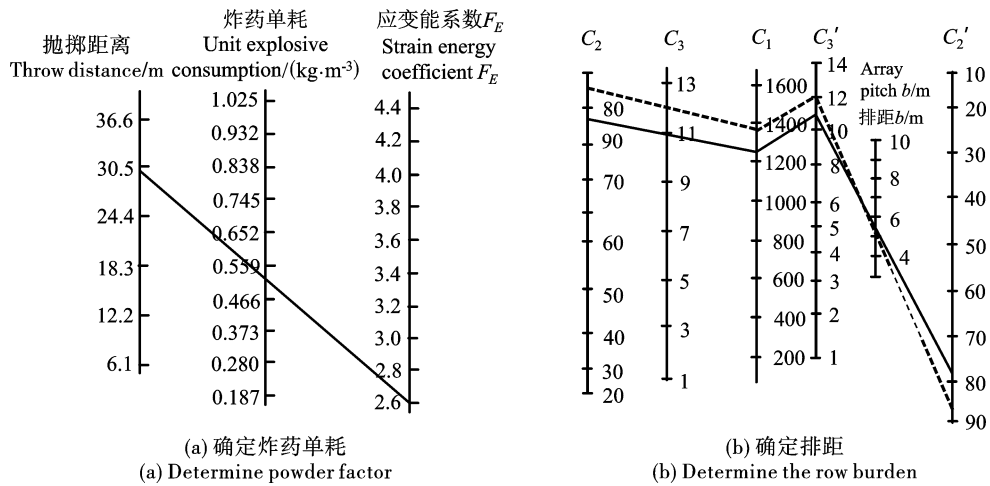


图 2 列线图解法模型

Fig. 2 Nomogram solution model

表 1 部分台阶爆破参数

Table 1 Blasting parameters

装药位置 Charging position	上部填塞 Stemming/m	炮孔倾角 Blasthole inclination $\varphi/^\circ$	孔距 Hole spacing a/m	排距 Row burden b/m	单耗 Powder factor $q/(kg \cdot m^{-3})$	布孔形式 Hole layout form	孔间延时 Inter-hole delay time t_k/ms	排间延时 Inter-row delay time t_p/ms
岩层 Rock formation	5.0	70	6.0	5.0	0.53	三角形 Triangle	30	160
煤层 Coal seam	2.0	70	6.0	10.0	0.18	矩形 Rectangle		

表 2 最小抵抗线模拟方案

Table 2 Simulation scheme of the minimum resistance line

模型编号 Model number	岩层 Rock formation		煤层 Coal seam	
	最小抵抗线 Minimum resistance line	装药长度 Charge length	最小抵抗线 Minimum resistance line	装药长度 Charge length
	W/m	L/m	W'/m	L'/m
I	3.5	8.5	8.5	2.7
II	4.0	10.0	9.0	2.8
III	4.5	11.0	9.5	2.9

根据表 1、表 2 中的参数,构建不同最小抵抗线的 I、II、III 模型,建模示意如图 3。

3 数值模型建立

如图 4,采用 ANSYS 中光滑粒子流体动力学方法(SPH)和有限元方法(FEM)的耦合算法建立模

型。根据表 1、表 2 及图 3,建立尺寸为 37 m × 31 m × 22 m 的分层式台阶模型,材料包含煤、岩石、炸药,台阶坡面角与炮孔倾角皆为 70°,上部岩层与下部煤层厚度分别为 16 m、6 m,爆破远区为 5 m 宽 FEM 网格区,其余部分为粒子区。台阶底部建立一个尺寸为 120 m × 31 m × 10 m 的边界模型。台阶模型中

21 m 爆破近区带宽范围内的炸药与煤岩体使用 SPH 粒子,添加 *LOAD_BODY_Y 命令施加 Y 方向的重力加速度。岩体 SPH 粒子和 FEM 网格之间采用 Join 命令设置固结耦合。台阶模型的四周需要

施加 Transmit 透射边界条件。采用 m-kg-s 单位制,依次设置每个炮孔内炸药 SPH 粒子的起爆时间实现逐孔起爆。

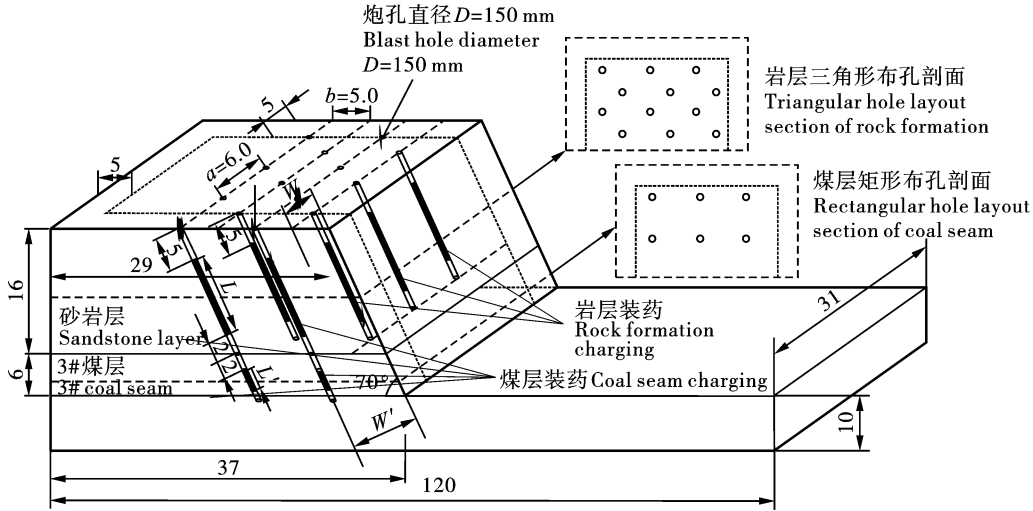


图3 模型示意图(单位:m)

Fig. 3 Schematic diagram of the model(unit:m)

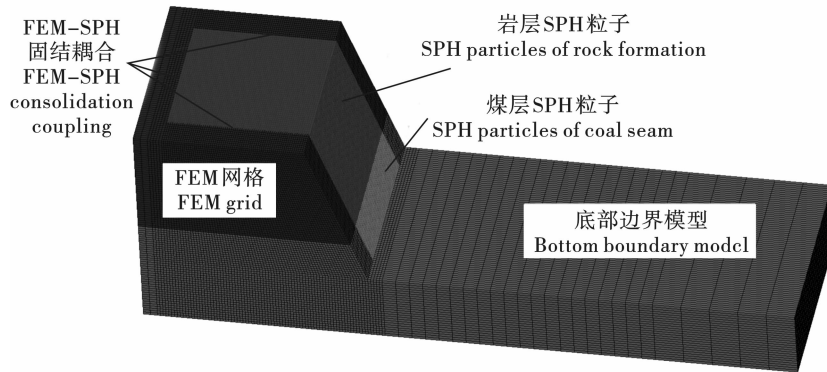


图4 数值计算模型

Fig. 4 Numerical calculation model

3.1 本构模型及材料参数

1) 煤岩材料参数

RHT 模型可以模拟岩体在动态载荷下的拉伸和压缩损伤演化,其 RHT 模型参数选自武家塔露天

煤矿^[19],如表3所示。

煤作为一种多孔脆性材料,采用弹塑性 *MAT_KINEMATIC_PLASTIC 模型,具体相关参数见表4。

表3 岩石 RHT 本构模型参数

Table 3 Parameters of the RHT constitutive model of rocks

$\rho_0 / (\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	f_c / MPa	F_{t*}	B_0	B_1	α_0	G / GPa	T_1 / GPa	T_2 / GPa	A	D_1
2400	49.0	0.09	1.22	1.22	1.08	26.7	25.45	0	2.1	0.4
P_{crush} / MPa	N	β_c	F_{s*}	A_1 / GPa	A_2 / GPa	A_3 / GPa	β_t	Q_0	B	D_2
20.2	0.637	0.0083	0.25	30.27	48.59	31.04	0.0115	0.6805	0.0105	1.0

2) 炸药材料参数选取

该爆破试验段炸药为2号岩石乳化炸药^[20],可选用 *MAT_HIGH_EXPL-OSIVE_BURN 材料模型,

炸药参数如表5,状态方程用JWL状态方程来描述,方程表达式为

$$P = A \left(1 - \frac{\omega}{R_1 V} \right) e^{-R_1 V} + B \left(1 - \frac{\omega}{R_2 V} \right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E_0}{V} \quad (7)$$

式中: P 为爆压, GPa; V 为相对体积; R_1 、 R_2 、 ω 为状态方程常数; E_0 为初始内能, J; A 、 B 为材料常数。

表 4 煤模型参数

Table 4 Model parameters of coal

$\rho_c / (\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	E / GPa	μ	f_c / MPa
1230	1.3	0.28	12.8

表 5 炸药参数

Table 5 Explosives parameters

$\rho / (\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	$D_v / (\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	A / GPa	B / GPa	E_0 / GPa	R_1	R_2	ω	V
1150	3500	214.4	0.184	4.19	4.2	0.9	0.152	1

3.2 岩块抛掷距离分析

对构建的不同抵抗线为 3.5 m、4 m、4.5 m 的三个模型求解后,拾取每个模型岩石台阶坡面上相同位置的 SPH 粒子单元作为观测点,如图 5 所示。对观测点的水平抛距进行统计分析。其中观测单元

AY、BY、CY 距离地面模型上表面的竖直高度为 12 m,依次间隔 4 m;单元 DY、EY、FY、AY 空间上处于同一直线,距地面模型上表面的竖直高度分别为 8 m、12 m、16 m、20 m。

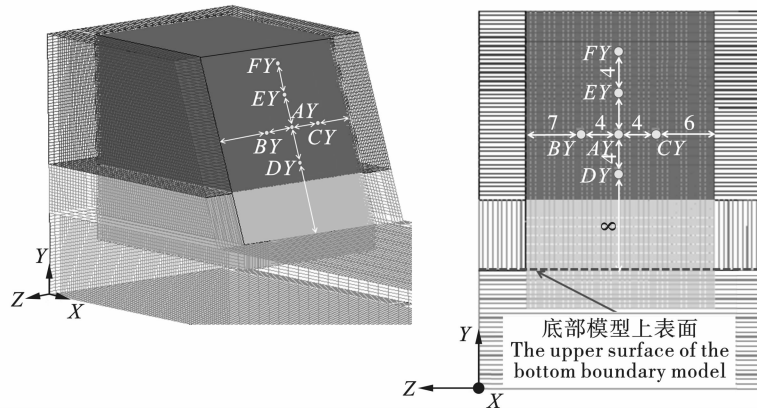


图 5 岩石台阶坡面 SPH 粒子观测单元的拾取

Fig. 5 Pickup of SPH particle observation units on the rock bench slope surface

对每个模型相对应的观测单元水平抛距进行统计分析如图 6。

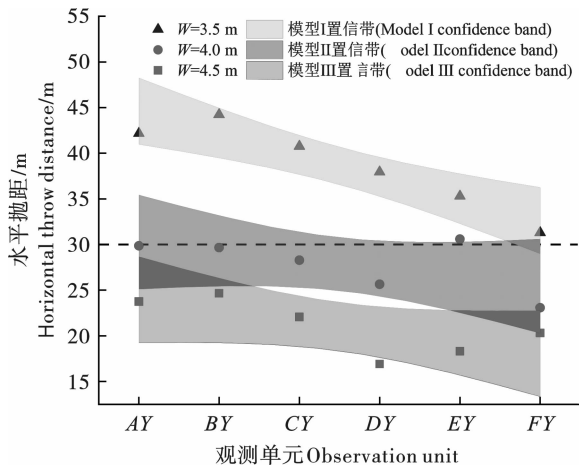


图 6 不同最小抵抗线观测单元的水平抛距置信带

Fig. 6 Confidence bands of horizontal throw distance for observation units with different minimum resistance line

由图 6 可知,当岩层的最小抵抗线为 3.5 m 时,台阶坡面观测单元的抛掷堆积范围在 31.3 ~ 44.2 m,最大水平抛距为 44.23 m,大幅超出了预期的抛掷距离范围;当岩层最小抵抗线为 4.0 m 时,台阶坡面观测单元的抛掷堆积范围在 21.7 ~ 32.6 m;当岩层最小抵抗线为 4.5 m 时,台阶坡面观测单元的抛掷堆积范围在 16.9 ~ 24.7 m,对比预期抛掷距离偏小,影响后排岩体的堆积,可能会减小爆堆沉降高度从而加大现场清除爆堆的难度。因此,岩层最小抵抗线为 4 m 时可达预期的抛掷爆破爆堆效果。

对不同最小抵抗线观测单元的水平抛距范围进行拟合处理,得到水平抛距的 95% 置信带,与预期爆堆伸出宽度 30 m 比较可知,岩层最小抵抗线为 3.5 m 和 4.5 m 时,水平抛距的置信带范围不能达到预期效果;岩层最小抵抗线为 4 m,预期水平抛距位于置信带内,符合现场爆堆伸出宽度的控制范围,

提高了炸药能量的利用率,能很好达到预期效果。

3.3 煤层破碎效果分析

根据对岩块观测单元抛掷距离分析可得出岩层最佳最小抵抗线4 m,对应煤层最小抵抗线9 m,此仅对模型II的煤层破碎效果进行分析。如图7,拾取煤层内部3 m深处粒子单元为观测点,距台阶自由面5 m的AM、BM、CM和14 m的DM、EM、FM 6个单元,以及竖向对应的煤层底部AM'、BM'、CM'、DM'、EM'、FM' 6个单元,绘制每个单元的有效应力时程曲线并根据Mises屈服准则分析出煤层破坏与损伤情况。

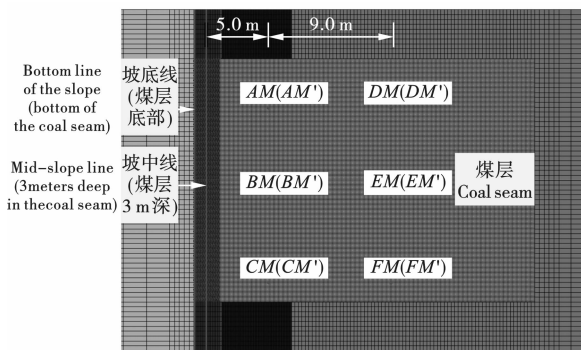


图7 煤层内观测单元

Fig. 7 Observation units within the coal seam

由图8可知,煤层3 m深处临近自由面的观测单元AM、BM、CM的有效应力在0.05 s时刻附近达到峰值,而观测单元DM、EM、FM的有效应力在0.1 s时刻附近达到峰值,有效应力后续在爆破应力波作用下继续传播。在观测单元皆远离炮孔下,除单元DM与单元EM有效应力峰值为10 MPa左右外,其余煤层观测单元有效应力峰值在12.1 ~ 15.1 MPa的范围内。

由图9可知,煤层底部临近自由面的观测单元AM'、BM'、CM'的有效应力在0.05 s时刻附近达到峰值,而观测单元DM'、EM'、FM'的有效应力在0.1 s时刻附近达到峰值,除单元EM'有效应力峰值为11.2 MPa外,其余观测单元有效应力峰值13.4 ~ 14.7 MPa之间。说明煤层在矩形布孔形式下,煤层最小抵抗线为9 m时,炸药能量在煤层的破碎中得到了充分的利用,使煤层中部及底部煤体造成破坏可达到煤层爆破松动的效果。

由图10煤层的损伤时空云图可见,炮孔间基本出现完整的贯通裂隙区,台阶前侧煤岩受上部抛掷层炸药的作用小部分发生破碎与抛出,后侧岩体也出现大面积的压碎区,说明煤层部分在孔排距为6 m × 10 m、最小抵抗线为9 m的矩形式布孔以及在

炸药单耗 $0.18 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$ 的爆破参数下能够达到松动破碎效果。

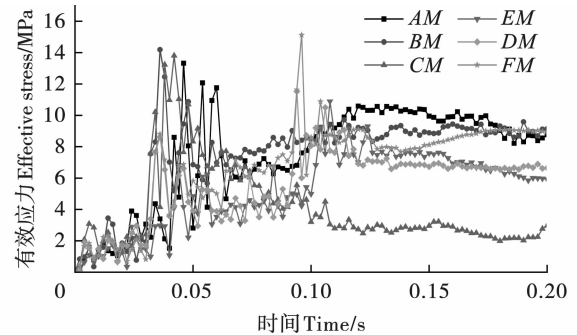


图8 $W' = 9 \text{ m}$ 时煤层3 m深处观测单元有效应力时程曲线

Fig. 8 The time-history curve of the effective stress of the observation unit at a depth of 3 meters in the coal seam when $W' = 9 \text{ m}$

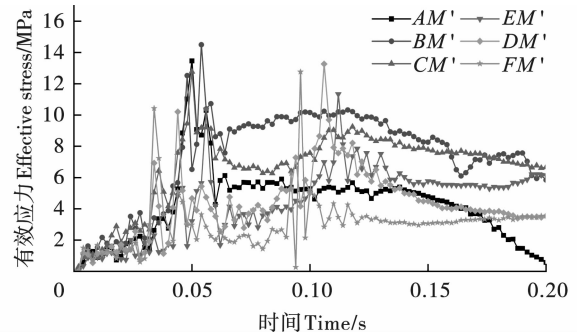


图9 $W' = 9 \text{ m}$ 时煤层观测单元有效应力时程曲线
Fig. 9 The time-history curve of the effective stress of the observation unit in the coal seam when $W' = 9 \text{ m}$

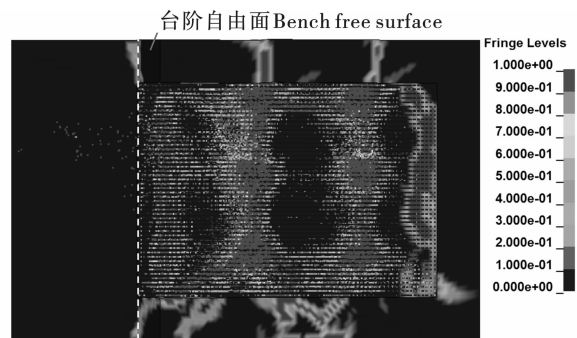


图10 $W' = 9.0 \text{ m}$ 煤层台阶损伤时空云图

Fig. 10 Spatiotemporal cloud map of step damage in $W' = 9.0 \text{ m}$ coal seam

3.4 煤岩交界面破碎效果分析

在岩石台阶最小抵抗线4 m,煤层台阶最小抵抗线9 m的混爆模型分析煤岩交界面的破碎效果。因后两排炮孔爆破受岩石夹制作用较大,选取模型后两排炮孔正下方的煤岩交界面处提取相邻的SPH粒子单元,如图11所示。

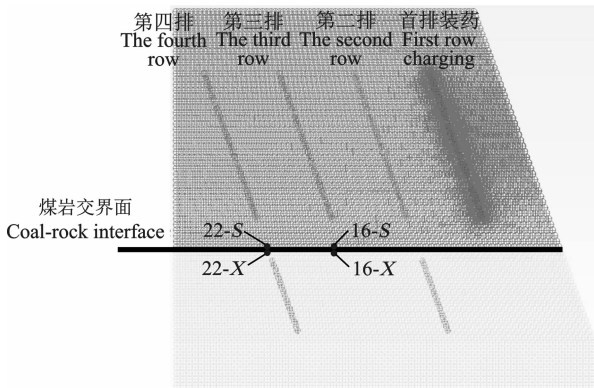
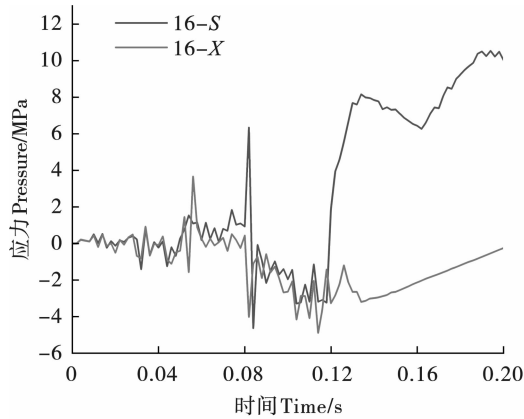


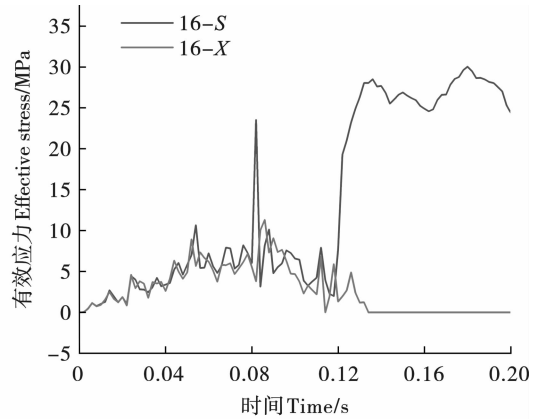
图 11 煤岩交界面观测单元拾取

Fig. 11 Pickup of the observation units at the coal-rock interface

根据后排浅孔正下方煤岩交界面处岩石观测单元(16-S)以及相邻煤层单元(16-X), 分别输出其压



(a) 压力时程曲线
(a) Pressure time-history curve



(b) 有效应力时程曲线
(b) Time-history curve of effective stress

图 12 浅孔底部煤岩交界面单元应力状态随时间的变化

Fig. 12 The stress state at the coal-rock interface unit of shallow hole bottom changes with time

由图 13(a)的压力时程曲线可以看出, $t = 0.11$ s 时爆破应力波到达煤岩交界面, 出现应力波反射与透射过程, 此时岩石单元 22-S 的瞬时压应力值相对减小了 41.3%, 煤单元 22-X 的瞬时拉应力则减小了 29.8%。由图 13(b)的有效应力时程曲线可以看出煤单元有效应力峰值增加到了 18.3 MPa, 远超出了煤岩的 Mises 屈服强度, 而后续岩石单元的有效应力峰值仅为 15.2 MPa, 下降了 49.3%, 出现这种现象的原因可能是上部炸药的欠深过大, 导致炸药能量传递时受到了未破碎移动岩石的夹制作用, 以及煤层中炸药的上部填塞长度过小, 导致煤层顶板出现了过度破碎。

综合上述分析, 结合模拟的爆破过程中出现了煤岩台阶坡顶前侧的压碎区出现了较大损伤以及粒子抛出, 故考虑增大岩石台阶前两排炮孔孔底的欠

力与有效应力时程曲线, 如图 11 所示。根据后排深孔煤岩交界面处岩石单元(22-S)以及相邻煤单元(22-X), 分别输出其压力与有效应力时程曲线, 如图 12 所示。

由图 12 的压力时程曲线与有效应力时程曲线可知, $t = 0.08$ s 时爆炸产生的应力波传播至煤岩交界面, 岩石先出现 6.3 MPa 的压应力后通过交界面发生反射与透射, 反射波使得岩石瞬间出现拉应力, 此时岩石单元 16-S 的有效应力到达 23.9 MPa, 并在后续爆破作用下达到有效应力峰值 30.3 MPa, 而透射波则继续使得煤单元 16-X 的有效应力提升至峰值 11.3 MPa, 均未达到煤与岩石的屈服强度值。由此可知, 设计的后排浅孔欠深为 2.5 m 时, 煤岩交界面处的岩石只出现小面积破碎, 而煤层顶板可得到较好的保护。

深, 减小后排炮孔的岩层欠深并合理设置前排岩体抛掷与后排岩体破碎的装药结构, 同时增大煤层装药的顶部填塞长度, 以达到理想的岩体破碎与抛掷效果并保护煤层顶板。

4 现场试验

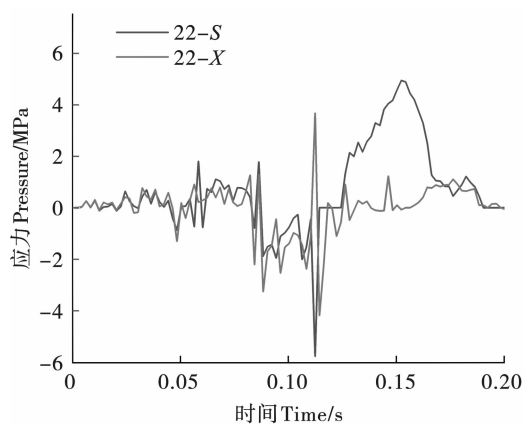
4.1 试验选址及爆破参数

试验地点位于鄂尔多斯市武家塔露天煤矿 1054 平台, 混爆分采试验的选址位于采区东南部靠内排土场一侧, 混爆台阶高度为 22 m, 其中岩层厚度 16 m、煤层厚度 6 m, 台阶坡面角约 70°, 首次剥离带长 × 宽为 110 m × 22 m。

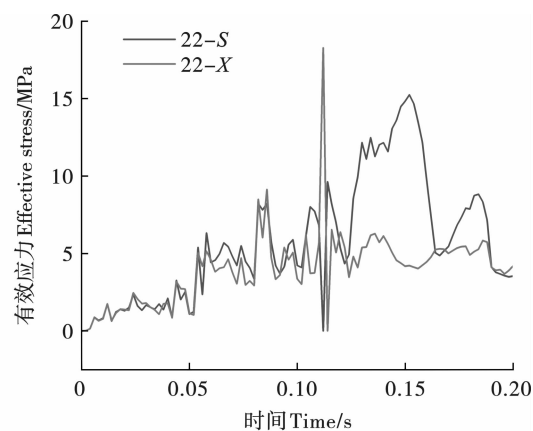
1) 预裂孔爆破参数

预裂孔的孔径为 150 mm, 孔深到煤层底板为 22 m, 采用直径为 70 mm 的 2 号岩石乳化炸药进行

预裂孔的装药,单孔装药长度 11.5 m,采用多段式空气间隔装药,顶部填塞长度为 5 m,预裂孔与最后排排距为 3 m,预裂孔提前 700 ms 起爆。



(a) 压力时程曲线
(a) Pressure time-history curve



(b) 有效应力时程曲线
(b) Time-history curve of effective stress

图 13 深孔底部煤岩交界面单元应力状态随时间的变化

Fig. 13 The stress state at the coal-rock interface unit of deep hole bottom changes with time

表 6 试验爆破参数

Table 6 Test blasting parameter

炮孔类型 Blasthole type	炮孔直径 Blasthole diameter/ mm	装药长度 Charge length/m	单耗 Unit explosive consumption/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	孔距 Hole spacing/m	排距 Row spacing/m	最小抵抗线 Minimum resistance line/m	排数 Number of rows	布孔形式 Hole layout form
岩层孔 Rock formation hole	150	9.5 ~ 10.5	0.53	6.0	5.0	4.0	4	三角形 Triangle
煤层孔 Coal seam hole		2.8	0.18	6.0	10.0	9.0	2	矩形 Rectangle
预裂孔 Presplitting hole		11.5	-	3.0	3.0	-	-	-

3) 装药结构

根据数值模拟得到的结果及确定的爆破参数,改进的装药结构为,煤层内中部装药 1 m、中部填塞 1.7 m、下部 1.8 m 的两段间隔装药,煤层 1 m 药卷上部至煤岩交界面的距离为 2.0 m。岩层内装药长度从第一排至第四排分别为 9.5 m、10 m、10.5 m、10 m,岩层装药底部至煤层距离分别为 2.5 m、2 m、1.5 m、1 m,保证抛掷距离以及煤层顶板的完整性。前三排炮孔为连续装药,第四排炮孔分两段装药,中部填塞长度为 1 m,具体装药结构如图 14 所示。

4.2 试验结果分析

对爆后台阶及爆堆轮廓线进行连续的坐标采集,将采集的坐标导入矿区平面图并生成封闭轮廓线,测量抛掷爆破后爆堆的伸出长度,如图 15 所示。

由图 15 中岩石台阶坡面中部位置至爆堆边缘的距离可知,优化后起爆方案的抛掷爆堆水平抛距

2) 爆破参数及炸药单耗

根据以上数值模拟优化结果以及工程经验得出深浅斜孔结合的混爆参数见表 6。

相较常规方案整体更远,常规方案爆破平均水平抛距 24.8 m,优化后方案平均水平抛距 28.4 m,多伸出 14.47%。爆堆整体水平抛距与数值模拟的结果基本吻合,说明在调整装药结构并减小整体炸药单耗后仍达到了预期的爆堆伸出长度范围。

在采空区爆后现场采集常规爆破优化后抛掷爆堆图像并采用 Split-Desktop64 软件进行块度分析,如图 16。

根据 Split-Desktop64 爆破块度识别软件分析结果,按照 $< 10 \text{ cm}$, $10 \sim 30 \text{ cm}$, $30 \sim 50 \text{ cm}$, $50 \sim 70 \text{ cm}$, $> 70 \text{ cm}$ 的梯段对常规方案及优化方案的爆堆块度进行统计,各梯段块度分布见图 17。

由图 17 的块度分布可知,常规方案的抛掷爆堆块度各分布区间的占比更为平均,优化方案的抛掷爆堆块度则集中在 $10 \sim 50 \text{ cm}$ 的范围内,根据武家塔露天台阶爆破要求,定义块度 $> 70 \text{ cm}$ 岩块为大

块,其占比表示大块率,定义块度 < 10 cm 的岩块为过度粉碎块,其占比表示粉块率。因此,相较于常规方案的抛掷爆堆,优化方案的抛掷爆堆的大块率减小了 8.86%,而粉块率则增大了 4.73%,且块度小于 50 cm 的占比提高了 16.23%,说明基于优化方

案的岩体爆破所形成的爆堆块度整体更小,对炸药能量的利用率更高。综上所述,采用优化方案可在一定程度上减小抛掷爆堆的整体块度,能进一步提高单斗-铲车工艺在采空区的作业效率。

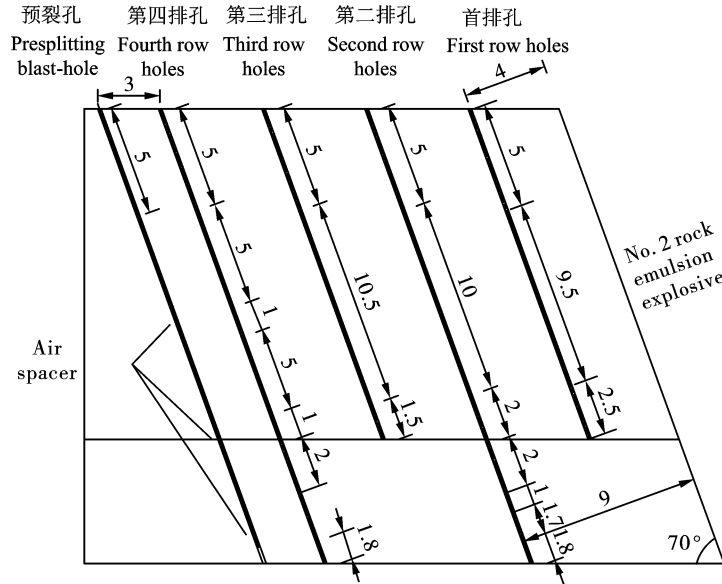


图 14 装药结构图(单位:m)
Fig. 14 Charge structure diagram(unit:m)

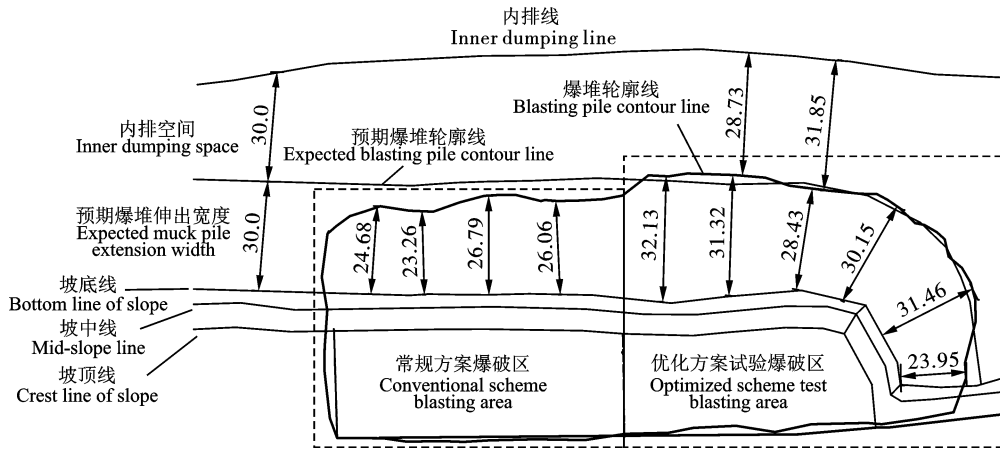
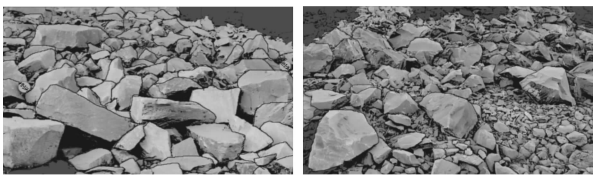


图 15 爆堆轮廓线(单位:m)
Fig. 15 Blasting rock pile outline(unit:m)



(a) 常规方案 (a) Conventional scheme
(b) 优化方案 (b) Optimized scheme

图 16 块度分析
Fig. 16 Fragmentation analysis

为验证此次深浅斜孔混爆试验的效果,经过现场对煤层上部碎石的清理后,得到的煤层顶板破坏情况现场如图 18 所示。

如图 18 所示,清理掉上部岩层后的煤层顶板破坏情况,煤层顶板存在张拉裂隙,但整体完整度较好,达到了松动效果,减小了煤贫化率,爆后现场效果达到了预期。对比露天矿单斗-卡车工艺的铲装效率 400 ~ 450 m³/h,加入单斗-铲车工艺后的整体铲装效率提高到了 500 m³/h 以上,故高台阶煤岩混爆的

生产形式可在一定程度上提高露天矿的剥采效率。

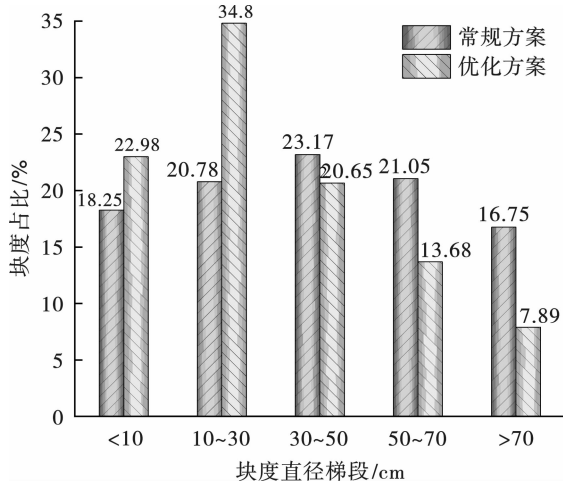


图 17 常规爆破方案和优化方案爆堆块度分布

Fig. 17 The fragmentation distribution in conventional blasting schemes and optimized schemes



图 18 煤层顶板破坏情况

Fig. 18 Failure of coal seam roof and backlash

5 结论

利用 ANSYS/LS-DYNA 软件对最小抵抗线模拟方案进行数值模拟,根据对上部岩层的抛掷情况、煤岩交界面和下部煤层破碎效果进行分析,确定岩层和煤层最小抵抗线分别为 4.0 m、9.0 m,并调整装药结构,得到优化后的深浅斜孔组合的煤岩混爆方案,在武家塔露天煤矿 1054 平盘 3#煤进行现场试验,得到以下结论:

1) 优化方案的抛掷爆堆伸出长度相较于常规方案整体更远,常规爆破平均水平抛距为 24.8 m,优化方案水平抛距 28.4 m,多抛 14.47%,试验与数值模拟的结果基本吻合。

2) 相较于常规方案的抛掷爆堆,优化方案的抛掷爆堆的大块率减小了 8.86%,粉块率则增大了 4.73%,且块度小于 50 cm 的占比提高了 16.23%,说明优化方案的岩体爆破所形成的爆堆块度整体更小,对炸药能量的利用率更高。

3) 爆后上部岩层和下部煤层分别达到了抛掷和松动效果,混爆效果达到了预期,减小了煤贫率,整体铲装效率 400 ~ 450 m³/h 提高到了 500 m³/h 以上,故深浅斜孔组合的高台阶煤岩混爆的生产形式可在一定程度上提高露天矿的剥采效率。

参考文献 (References)

- [1] 丁新启,陈德付. 倾斜煤层穿爆技术及选采设备选择[J]. 露天采矿技术,2014(11):20-21,25.
- [1] DING Xin-qi, CHEN De-fu. Perforation and blasting technology of inclined coal seam and selected mining equipment selection [J]. Opencast Mining Technology, 2014(11):20-21,25. (in Chinese)
- [2] 郭春阳,张 力,牛国庭,等. 别矿台阶岩与煤同爆技术研究与实践[J]. 爆破,2020,37(4):69-74.
- [2] GUO Chun-yang, ZHANG Li, NIU Guo-ting, et al. Research and practice on co-blasting of rock and coal in Beskuduk Mine [J]. Blasting, 2020, 37(4):69-74. (in Chinese)
- [3] 于建新,孟鹏展,张 馨,等. 不同抵抗线影响下层状岩体爆破的破岩规律[J]. 煤炭科学技术,2024,52(12):60-70.
- [3] YU Jian-xin, MENG Peng-zhan, ZHANG Xin, et al. Rock breaking regularity of layered rock mass blasting under the influence of different resistance lines [J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(12):60-70. (in Chinese)
- [4] 雷 振,张智宇,黄永辉,等. 岩石爆破破碎能耗随抵抗线的变化规律[J]. 爆炸与冲击,2021,41(7):151-160. [4] LEI Zhen, ZHANG Zhi-yu, HUANG Yong-hui, et al. An investigation of energy consumption variation in rock blasting breaking with the resistance line [J]. Explosion and Shock Waves, 2021, 41(7):151-160. (in Chinese)
- [5] 叶海旺,余梦豪,刘 聪,等. 基于爆破块度控制的空气间隔装药台阶爆破参数优化[J]. 爆破,2024,41(4):84-90,100.
- [5] YE Hai-wang, YU Meng-hao, LIU Cong, et al. Bench blasting parameters optimization with air-decked charge structure based on fragmentation control [J]. Blasting, 2024, 41(4):84-90,100. (in Chinese)
- [6] 张 乐,颜景龙,张宪玉,等. 露天采矿矿岩分离爆破技术探索[J]. 工程爆破,2011,17(3):77-80.
- [6] ZHANG Le, YAN Jing-long, ZHANG Xian-yu, et al. Blasting technology research for ore and rock separation in open-pit mine [J]. Engineering Blasting, 2011, 17(3):77-80. (in Chinese)