深部铁矿充填采场扇形中深孔爆破参数优化研究*

王平[1],关聪[1],程爱平[1],梅林芳[2],黄春源[3],张增贵[3]

(1.武汉科技大学 资源与环境工程学院, 湖北 武汉 430081;
2.武钢资源集团有限公司, 湖北 武汉 430080;
3.武钢资源集团大冶铁矿有限公司, 湖北 黄石市 435006)

摘要:针对某铁矿深部开采过程中存在顶板超挖、顶板破坏及大块率高等问题,以该矿-360 ~ -450 m水平之间的矿体为工程背景,开展了扇形中深孔爆破参数优化研究。基于矿岩爆破破碎机理和爆破参数理论公式,推导了各爆破参数的理论取值范围;结合矿岩物理力学特性与现场炸药性能参数,运用Ansys LS-DYNA数值模拟软件构建了不同孔底距、炸药单耗和抵抗线组合的采场爆破模型,分析了矿房顶板的有效应力分布特征。结果表明:当孔底距为1.4 m、炸药单耗为2.09 kg/m^{3}时,矿房区域监测网格的最大有效应力与岩石最大动态抗拉强度最为接近,可充分破碎孔底区域矿岩,且顶板监测网格的最大有效应力未达到动态抗拉强度,顶板稳定;当最小抵抗线为1.6 m时,自由面附近监测网格的最大有效应力平均值为44.31 MPa,顶板区域爆破振速峰值为18.51 cm/s,未超过爆破振动安全允许标准。基于优化后的参数(孔底距1.4 m、炸药单耗2.09 kg/m^3、最小抵抗线1.6 m)开展现场工业试验,大块率由优化前的6%降低至3%,顶板成型良好,表面平整,无明显的裂隙和坍塌现象。研究结果可为类似深部充填采场的扇形中深孔爆破参数优化提供参考。

关键词:充填采场;扇形中深孔爆破;孔底距;炸药单耗;最小抵抗线;顶板保护

中图分类号:TD853.34 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)05-0053-12

Optimization of Blasting Parameters for Fan-Shaped Medium-Length Holes in Filling Stope of Deep Iron Mines

Wang Ping[1], *Guan Cong*[1], *Cheng Aiping*[1], *Mei Linfang*[2], *Huang Chunyuan*[3], *Zhang Zenggui*[3]

(1.School of Resources and Environmental Engineering,
Wuhan University of Science and Technology, Wuhan, Hubei 430081, China;
2.WISCO Resources Group Co., Ltd., Wuhan, Hubei 430080, China;
3.WISCO Resources Group Daye Iron Ore Co., Ltd., Huangshi, Hubei 435006, China)

Abstract: Aiming at the problems of roof over-excavation, roof failure and high block rate in the deep mining process of an iron mine, taking the ore body between -360 m and -450 m level of the mine as the engineering background, the optimization of blasting parameters for fan-shaped medium-length holes was carried out. Based on the mechanism of ore rock blasting fragmentation and the theoretical formula of blasting parameters, the theoretical value range of each blasting parameter was derived. Combined with the physical and mechanical properties of ore rock and the performance parameters of on-site explosives, Ansys LS-DYNA numerical simulation software was used to construct a stope blasting model with different hole bottom spacings, explosive unit consumption and resistance line combinations, and the effective stress distribution characteristics of the mine roof were analyzed. The results show that when the hole bottom spacing is 1.4 m and the explosive unit consumption is 2.09 kg/m^3, the maximum effective stress of the monitoring grid in the room area is closest to the maximum dynamic tensile strength of the rock, which can fully break the ore rock in the hole bottom area, and the maximum effective stress of the roof monitoring grid does not reach the dynamic tensile strength, and the roof is stable. When the minimum resistance line is 1.6 m, the average maximum effective stress of the monitoring grid near the free surface is 44.31 MPa, and the peak value of blasting vibration velocity in the roof area is 18.51 cm/s, which does not exceed the allowable

* **收稿日期**:2025-05-27
基金项目:国家自然科学基金项目(52474143)
作者简介:王平(1972—),男,湖北监利人,教授,研究方向为采矿工程。E-mail:434931490@qq.com
通信作者:关聪(1998—),男,重庆人,硕士,研究方向为安全工程。E-mail:954391838@qq.com

standard of blasting vibration safety. Based on the optimized parameters (hole bottom spacing 1.4 m, explosive unit consumption 2.09 kg/m^3, minimum resistance line 1.6 m), the field industrial test was carried out. The bulk rate is reduced from 6% before optimization to 3%. The roof is well formed, the surface is flat, and there is no obvious crack and collapse. The research results can provide reference for the optimization of fan-shaped medium-length hole blasting parameters in similar deep filling stopes.

Key words: Filling stope, Fan-shaped medium-length hole blasting, Hole bottom spacing, Explosive unit consumption, Minimum resistance line, Roof protection

0 引言

空场嗣后充填法具有安全、高效、环保、资源回采率高等特点,在金属矿山中的应用范围不断扩展,应用普及度较高[1]。空场嗣后充填法开采过程中,顶板的超挖主要涉及冒顶片帮风险增加和充填体不接顶两个问题。超挖导致充填体与顶板之间的空间形状不规则,增加了充填接顶的难度。若无法实现有效接顶,充填体难以有效支撑顶板,降低充填效果,不能充分发挥充填体对顶板的支护作用[2]。可见,控制好开采轮廓是保证充填效果的前提,而爆破设计则是控制轮廓的关键。孔网参数决定了爆破时炸药能量的分布,若炸药能量分布不均,很容易出现矿岩大块、顶板垮落或悬顶、超采或欠采等一系列问题[3]。

有限元模拟软件广泛应用于工程爆破,具有成本较低、安全性高、参数优化灵活及对复杂工况条件适用性高等诸多优点。李斌等[4]针对铁矿爆破大块率高的问题,重新设计了孔网参数,并利用有限元分析程序对设计的爆破孔网参数进行模拟,随着参数的改进,扇形面高应力区增加,炸药破岩能力增强,矿岩的大块率得到了显著改善;李明杰等[5]基于有限元模拟软件对不同间距下大孔径中深孔爆破过程进行模拟,确定了多孔爆破下的最佳孔间距,优化了白云鄂博铁矿的爆破参数;张启隆等[6]采用扇形孔分组爆破技术,结合数值模拟方法,确定了最优的孔径和炸药单耗组合,有效降低了矿山扇形中深孔爆破大块率;张杰等[7]运用 FEM 与 SPH 相结合的耦合建模技术,发现合理的爆破顺序可以显著提高爆堆集中度;Sofien 等[8]运用主成分分析法、聚类分析等方法,探究了矿岩的各种物理学特性对炸药作用下矿岩破碎效果的影响机制;Zeng 等[9]利用 Ansys 模拟了不同微差时间下的有效应力分布规律和振速区间,并基于模拟结果对爆破孔网参数进行了改进,发现合理的微差设计可以有效降低爆破应力和振速对矿岩、充填体的破坏。

温晨等[10]提出了一种在崩落和致裂孔间增加微差的扇形中深孔爆破方案,利用 Ansys 对高地应力环境下的采场进行模拟,发现该种微差设计不仅可以保证矿岩得到有效破碎,还可以保护后排炮孔和矿岩不会被应力波破坏;Monjezi 等[11]借助神经网络分析岩体的物理力学性质、炸药性能、爆破后冲的关系,优化爆破参数,减轻爆破后冲的破坏,优化效果明显;刘超等[12]通过将孔底方向起爆和“V”形起爆相结合,保证了回采断面能稳定形成拱形断面,确保了采空区稳定性;李波等[13]提出了一种靠近边帮的垂直平行孔用以控制边帮的方法,可以保证采场回采后边帮平整、稳定性较好;殷锦训等[14]利用 LS-DYNA 建立不同孔网参数的数值模型,分析有效应力,对比岩石最大抗拉强度,确定孔底距 2.1 m、排间距 1.4 m 为最优孔网参数,此时岩石损伤效果最好。

本文针对不同孔底距、炸药单耗和抵抗线组合下空场嗣后充填采场的扇形中深孔爆破引起的顶板破坏问题,基于现场实际工况、矿岩力学性质、矿岩爆破破碎机理、爆破参数理论计算,构建了 Ansys LS-DYNA 中深孔爆破模型,揭示不同爆破参数组合下的孔间区域、顶板和自由面一侧的有效应力分布规律,并确定顶板振速峰值,通过综合分析选取最优参数。研究深化了对充填采场回采过程中顶板破坏问题的理解,为解决充填采场安全回采问题提供科学依据。

1 工程概况

某铁矿 a 采区-360 m 阶段采用分段空场嗣后充填法回采,阶段高度为 90 m,分段高度为 15 m,矿房宽度沿用上一阶段充填法开采参数,均为 15 m。某铁矿上向扇形中深孔采场所布置的炮孔,由于开采深度的增加和矿岩物理学性质的变化,回采过程中出现了顶板超挖和顶板破坏。同时超挖导致充填体与顶板之间的空间形状不规则,增加了充填接顶的难度,不能充分发挥充填体对顶板的支撑作用。

2 采场爆破参数理论计算

2.1 炸药爆炸破岩机理分析

埋于矿岩深部的炸药,起爆后主要会产生冲击波、应力波、爆生气体 3 种能量。观察矿岩破碎断面,根据破坏程度的不同,可以将矿岩破坏划分为粉碎区、裂隙区和弹性振动区。如图 1 所示,R_0 半径范围内为炸药药包区,R_1 半径范围内为粉碎区,R_2 半径范围内为矿岩裂隙区。R_2 范围之外则是爆生气体作用在孔壁和空腔后产生的弹性振动区。

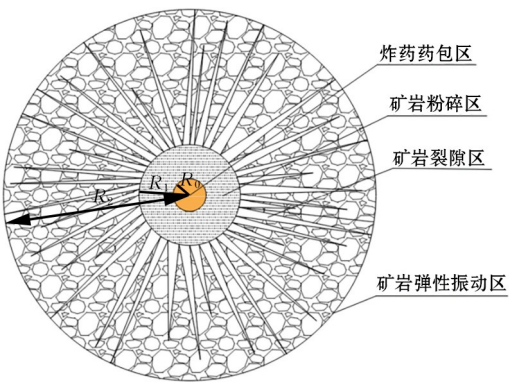


图 1 矿岩破碎断面

Fig.1 Fractured section of ore rock

(1) 炸药冲击波作用下的矿岩粉碎区。

炮孔的炸药在爆炸时,矿岩会呈现出类似于流体的力学行为,原因在于靠近炸药区域的爆破应力波远远超过了矿岩的动态抗压强度。邻近炸药区域的矿岩在高温高压作用下被破碎为粉末,该区域也被称为粉碎区。环绕药包中心区域会形成一个空区,同时也产生新的自由面,有利于爆破的后续进行。矿岩的粉碎区范围不大,一般不大于药包半径的 3 倍。

(2) 炸药应力波作用下的矿岩裂隙区。

爆破应力波自压缩粉碎区继续向外部传播,随着传播范围的增大,应力波不断衰减。粉碎区外的矿岩由于爆破能量的衰减,应力波数值已经低于粉碎区外矿岩的动态抗压强度,矿岩不能直接被压缩粉碎。虽然应力波的能力有所降低,但是仍能使矿岩发生切向拉伸破坏。随着应力波的进一步传播,能量损耗进一步增大,直至产生的有效应力低于矿岩的动态抗拉强度时,裂隙停止扩展。在爆破过程中,应力压缩作用于矿岩,使得矿岩积存弹性变形能。这部分弹性变性能在药包中心处的爆破应力解除后会迅速释放,从而导致矿岩产生径向拉伸应力。裂隙区域产生的原因是处于该区域内的有效应力高于矿岩的动态抗拉强度,从而引起矿岩的动载拉伸破坏。裂隙区域内的矿岩被应力波割裂成大小不一的碎块,其范围为炸药半径的 9～16 倍。

(3) 弹性振动区。

炸药起爆的前中期,在冲击波和应力波的作用下,矿岩内部形成了大量的空腔和裂隙区。爆破过程所生成的高温高压的爆生气体不断膨胀,沿着已经产生的空腔和裂隙作用在矿岩内部。裂隙的持续扩展使得相邻炮孔间产生相互贯通的大裂隙区,从而使得更多的矿岩被拉伸破碎。

2.2 粉碎区和裂隙区计算

扇形中深孔爆破采用机械装药,其装药方式均为耦合装药。爆破中应力波初始径向峰值的计算拟采用声学公式来确定[15],计算公式见式(1):

$$P_0=\frac{8P_{cj}}{1+\gamma}\cdot\frac{\rho_1 C_r}{\rho_1 C_r+2\sqrt{P_{cj}\rho_0}} \tag{1}$$

式中:P_0 为作用于矿岩的冲击波初始压力,MPa;P_{cj} 为炸药爆轰压力,MPa;ρ_0、ρ_1 分别为炸药密度和矿岩密度,kg/m^3;C_r 为矿岩的波速,m/s;γ 为炸药的绝热指数。

炸药起爆后产生的冲击波自压缩粉碎区继续向外部传播,随着传播范围的增大,应力波也在不断地衰减。应力波在矿岩各质点中引起的径向和切向应力状态有:

$$\sigma_r=P_0\left(\frac{r_a}{r_b}\right)^{-\alpha} \tag{2}$$

$$\sigma_\theta=-f\sigma_r \tag{3}$$

式中:σ_r 为径向应力,MPa;r_a 为计算点到炸药中心的距离,m;r_b 为炮孔的半径,m;α 为载荷在矿岩中的传递衰减指数,根据有关研究,冲击波区 $\alpha=2+\mu_1/(\mu_1-1)$,应力波区 $\alpha=2-\mu_1/(\mu_1-1)$;$\mu_1=0.8\mu$,μ 为静态泊松比,μ_1 为动态泊松比;σ_θ 为切向应力,MPa;f 为侧向压力系数,$f=\mu_1/(1-\mu_1)$。

根据哈努卡耶夫[16]对矿岩的爆破研究可知,矿岩任意一质点的有效应力 σ_i 的表达式,见式(4):

$$\sigma_i=\sigma_r[f^2+f+1-2\mu_1(1-f)^2]^{1/2} \tag{4}$$

由 Mises 屈服准则可知,在粉碎区内的矿岩如果满足 $\sigma_i\geqslant\sigma_{cd}$,则矿岩被充分破碎,其中 σ_{cd} 为矿岩的动态抗压强度。联立式(1)、式(2)和式(4),并且使得矿岩的径向应力大于等于矿岩的动态抗压强度,则可得到矿岩的粉碎区半径为:

$$R_1=r_b\left(\frac{P_0 B_2}{\sqrt{2}\sigma_{cd}}\right)^{1/\beta} \tag{5}$$

式中,$B_2=2^{1/2}[f^2+1-(\mu_1-\mu_1^2)(1-f)^2]^{1/2}$。

同理可知,裂隙区内的矿岩如果满足 $\sigma_i \geqslant \sigma_{td}$,即径向应力大于等于矿岩的动态抗拉强度,则可获得扇形中深孔中单孔爆破裂隙区半径表达式:

$$R_2=R_1(\sigma_{cd}/\sigma_{td})^{1/\beta} \tag{6}$$

式中,σ_{td}为矿岩的动态抗拉强度,MPa。代入相关参数,计算得到粉碎区半径 R_1 为 0.15 m,应力波作用后的裂隙区半径 R_2 为 0.8 m。

2.3 采场爆破参数方案设计

以保护扇形中深孔采场顶板为核心,同时确保采场内矿岩能被充分破碎,基于柱状药包作用理论、炸药爆破破岩机理和经验公式确定孔底距和炸药单耗范围,利用设计的孔网参数、现场炸药参数,结合矿岩物理学特性构建 Ansys LS-DYNA 中扇形深孔爆破模型。根据优化参数的不同,分别建立孔底距、炸药单耗和最小抵抗线模型。

2.3.1 孔底距模拟方案

根据相关的爆破理论,矿岩在爆生气体作用下,其裂隙区进一步扩大。根据式(7)确定孔底距[17]取值范围:

$$R_2 \leqslant a \leqslant 2R_2 \tag{7}$$

式中,a 为孔底距,m。

参考现场爆破孔网数据,设置孔底距区间值为 1.3～1.6 m,每隔 0.1 m 建立一个孔底距数值模型,设计 1.3 m、1.4 m、1.5 m、1.6 m 共 4 组研究方案。

2.3.2 炸药单耗模拟方案

炸药单耗可由下式[18]确定:

$$q=\frac{Qm}{aS}=\frac{\rho_0 \pi r^2 L_{药}\ m}{aS} \tag{8}$$

式中:q 表示炸药单耗,kg/m^3;r 表示炮孔半径,m;$L_{药}$表示炮孔装药总长,m;m 表示密集系数,取 0.8～1.2;S 表示炮孔横截面积,m^2。

将实际数据代入式(8),计算得到 q 为 2.07～2.13 kg/m^3。本文设计扇形孔的炸药单耗为 2.13 kg/m^3、2.11 kg/m^3、2.09 kg/m^3、2.07 kg/m^3 共 4 组研究方案。

2.3.3 抵抗线模拟方案

根据巴隆公式确定扇形中深孔的最小抵抗线范围,计算公式见式(9):

$$W_d=kd_b\sqrt{\frac{0.785\rho_0 l_L L}{mqH}} \tag{9}$$

式中:W_d 为抵抗线,m;k 为修正系数,一般取 1.05～1.15;d_b 为中深孔炮孔直径,m;l_L为炮孔装药系数,取 0.8;L 为地下矿炮孔深度,取 8～13 m;H 为矿房分段高度,取 15 m。

将矿山实际数据代入式(9),计算得到 W_d 为 1.5～2.0 m。本文设计 1.6 m、1.8 m、2.0 m 共 3 种抵抗线研究方案。

3 采场爆破模型材料参数确定

3.1 矿岩模型材料参数

由炸药爆炸破岩机理和柱状药包作用机理可知,爆破时炸药会产生冲击波、应力波和爆生气体 3 种能量,多种能力共同作用下,矿岩会产生粉碎区、裂隙区和弹性振动区。矿岩瞬间承受高温与高压的双重极端作用,快速产生极大应变,从而导致破坏。根据矿山提供的地质资料,磁铁矿岩体的物理力学参数见表 1。

表 1 磁铁矿岩体物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of magnetite rock mass

密度 ρ/(kg·m^{-3})	抗压强度 σ_c/MPa	抗拉强度 σ_t/MPa	剪切模量 K/GPa	弹性模量 G/GPa	泊松比
4 040	138	7	6.2	3.4	0.25

MAT-RHT 模型[19]能够精准模拟矿岩这类脆性材料在此种严苛条件下的复杂受力状态,为研究岩石力学特性、优化工程设计、保障施工安全提供了可靠的理论与模拟支持。

在使用 Ansys 模拟爆破时,涉及的矿岩参数较多,此处仅展示部分需要导入软件的矿岩参数,见表 2。其中:A_0 为失效面参数;A_1、A_2、A_3 均为雨贡纽系数,GPa;B'、B_0、B_1 为状态方程参数;T_1、T_2 为状态方程参数,GPa;P_{el}和 P_{comp}分别为压缩压力和压实压力,MPa;N 为失效面指数;f_s^* 为剪压比;a_0、D_1、D_2、G_c^* 为状态方程参数。

表 2 矿岩 MAT-RHT 模型力学参数

Table 2 Mechanical parameters of MAT-RHT model of ore rock

A_0	A_1/GPa	A_2/GPa	A_3/GPa	B'	B_0	B_1	T_1/GPa	T_2/GPa
2.5	43.87	49.4	11.62	0.01	1.22	1.22	43	0
P_{el}/GPa	P_{comp}/GPa	N	f_s^*	α_0	D_1	D_2	G_c^*	C_r
0.045	0.06	0.85	0.053	39.8	0.025	1	0.85	3 600

3.2 炸药-空气-堵塞模型材料参数

3.2.1 炸药材料参数

某铁矿爆破采用地下矿乳化炸药。爆轰产物状态方程的形式多样,其中 Jones-Wilkines-Lee(JWL)状态方程是一种可以通过试验方法确定参数的半经验状态方程,能够较好地描述炸药爆轰产物的膨胀做功过程[20]。本文采用 HIGH-EXPLOSIVE-BURN 高性能炸药模型进行扇形中深孔爆破模拟[21],选择 EOS-JWL 状态方程对爆破模拟进行定义。爆轰压力 P 与相对体积和初始比内能 E_0 之间的关系式见式(10)。

$$P=A\left(1-\frac{\omega}{R'_1V}\right)e^{-R'_1V}+B\left(1-\frac{\omega}{R'_2V}\right)e^{-R'_2V}+\frac{\omega E_0}{V} \tag{10}$$

式中:A、B、R'_1、R'_2 是由圆筒爆炸试验所确定的常数;V 表示爆轰产物的相对体积;ω 表示低压特征的参数,该参数决定了爆轰产物在低压下的压力、比容等物理量的变化关系;E_0 表示初始比内能,GPa。炸药状态方程材料常数和地下矿用乳化炸药参数见表 3。

表 3 炸药参数及状态方程材料常数

Table 3 Explosive parameters and material constants of state equation

密度 ρ/(kg·m^{-3})	爆速 D/(m·s^{-1})	爆压 P_{cj}/GPa	A/GPa	B/GPa	R'_1	R'_2	ω	E_0/GPa
1 200	4 100	3.422	4.652	0.075	5.199	2.099	0.5	5.6

3.2.2 空气材料参数

模拟爆破过程中,多采用 MAT-NULL 无刚度材料模型关键词和 LINEAR-POLYNOMIAL 线性多项式来模拟空气材料[22],其状态方程见式(11)。

$$P=C_0+C_1\mu+C_2\mu^2+C_3\mu^3+(C_4+C_5\mu+C_6\mu^2)E_0 \tag{11}$$

式中:C_0~C_6 为状态方程常数;μ 为体积比。空气材料参数见表 4。

表 4 空气材料参数

Table 4 Air material parameters

密度 ρ/(kg·m^{-3})	C_0	C_1	C_2	C_3	C_4	C_5	C_6	E_0/GPa
1.0	0	0	0	0	0.4	0.4	0	0.024

3.2.3 堵塞材料参数

堵塞物材料采用 * MAT-SOLL-AND-FOAM 材料本构,密度为 1 800 kg/m^3,体积模量为 3 GPa。

3.3 矿岩材料屈服准则

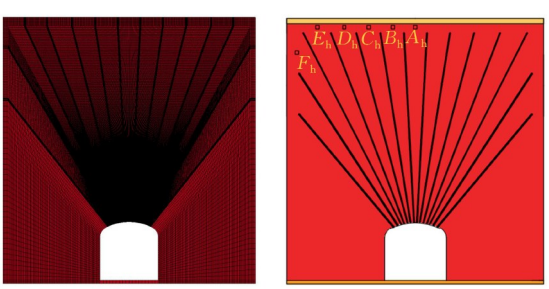
将 Von Mises 屈服准则作为判断岩石是否破碎的依据[23],当作用于矿岩的有效应力超过其动态抗拉强度时,认为矿岩发生拉伸破坏。利用分离式霍普金森压杆(SHPB)试验装置对矿岩进行动态拉伸劈裂试验,以获取的动态抗拉强度作为矿岩的破坏准则。对现场获取的矿岩进行钻样处理获取巴西圆盘试样。根据动态劈裂拉伸试验结果,矿岩动态抗拉强度取 42.58 MPa。

4 数值模拟采场爆破参数优化

4.1 孔底距优化

4.1.1 孔底距数值计算模型的建立

炮孔直径取 76 mm,模型宽度为 15.6 m,高度为 15.3 m,顶部预留 0.3 m 厚的矿岩顶板。根据理论分析和现场参数建立了 1.3 m、1.4 m、1.5 m、1.6 m 共 4 种孔底距数值模型。以 1.4 m 孔底距为例,模型厚度为 0.3 m,总网格数为 2 010 044 个。为了使炸药爆炸时云图呈现效果较好,选择 Ansys LS-DYNA 数值模拟软件的 Mesh 模块中的 Map 方法划分炮孔内的炸药及孔间网格。炸药起爆顺序为孔底起爆,利用装药台车进行耦合装药,单位制为 cm-g-us。构建的数值模型如图 2(a)所示。为评估扇形中深孔的爆破效果,需在矿房边界设置有效应力监测网格,以 1.4 m 孔底距 14 炮孔模型为例,在相邻两炮孔孔底连线中心上部 35 cm 处的孔底区域设置 A_h 至 F_h 6 个有效应力监测网格,有效应力监测网格布置如图 2(b)所示。



(a) 数值模型 (b) 有效应力监测网格

图 2 孔底距数值模型及监测网格布置

Fig.2 Numerical model of hole bottom spacing and monitoring grid layout

4.1.2 孔底距模拟计算结果及分析

本节通过对比分析 4 种不同孔底距下的有效应力,确定最优孔底距。不同孔底距模型的应力波传播规律大致相同,限于篇幅,选取孔底距为 1.4 m 时的有效应力进行分析,其具有代表性的各时步有效应力如图 3 所示。孔底区域的矿岩以动态拉伸破坏为主,当监测网格数值超过矿岩动态抗拉强度,则认为矿岩发生拉伸破坏。

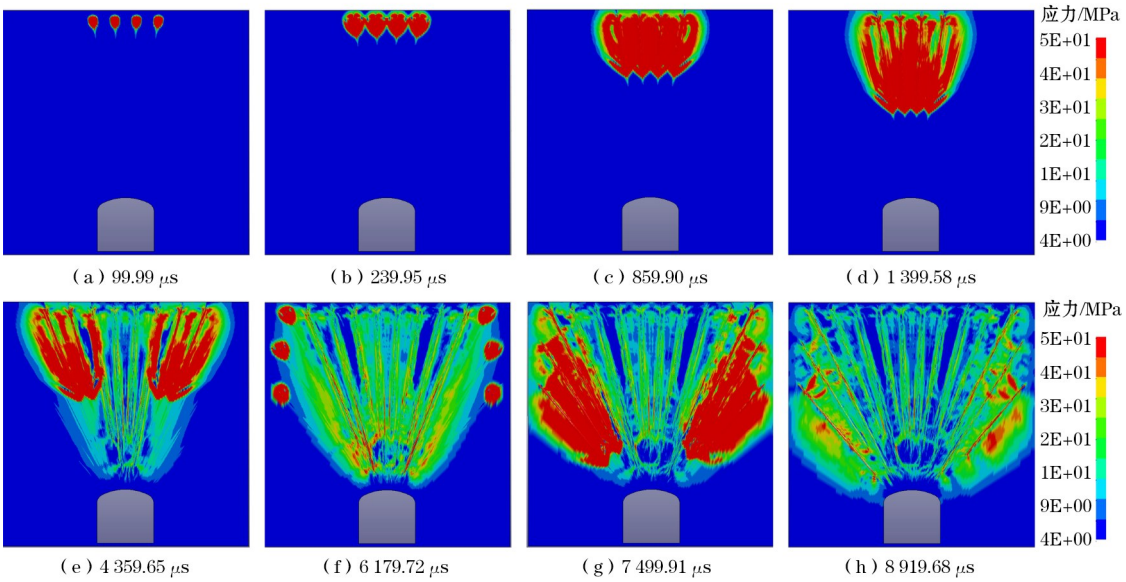
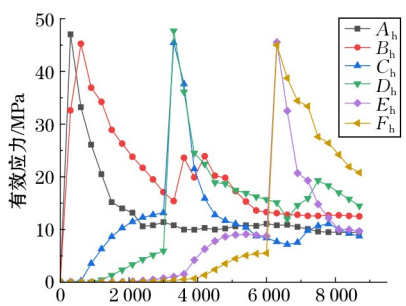


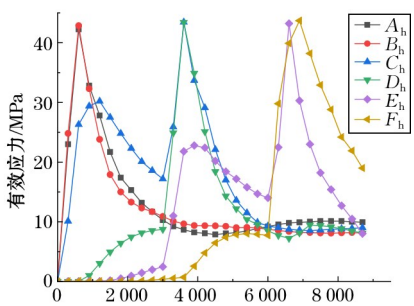
图 3 孔底距为 1.4 m 时各时步有效应力分布

Fig.3 Effective stress distribution at each time step with a hole bottom spacing of 1.4 m

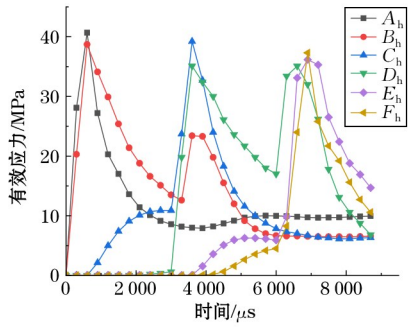
在 0 μs 时一段炮孔起爆,时步 $t=99.99$ μs 时,炸药在炮孔底部起爆后产生能量极高的应力波,其峰值远高于矿岩的动态抗压强度。临近炸药区域矿岩在高强度冲击波、高温、高压的共同作用下被破碎为粉末,矿岩内部产生空腔和裂隙,形成新的自由面。高应力区呈圆形,并且迅速向四周扩展,此时 4 个炮孔所产生的应力波各自独立传播。$t=239.95$ μs 时,爆破产生的冲击波自粉碎区向裂隙区传播,由于自身能量的不断衰减,应力波强度逐步降低,但仍然高于矿岩的动态抗拉强度,传播范围是粉碎区的数倍。炮孔应力波呈心形高应力区继续扩大,应力开始传播至相邻炮孔中点处,出现了应力叠加现象,叠加区域的应力波保证了相邻炮孔间矿岩的完全破裂。$t=859.90$ μs 时,随着爆炸过程推进,朝着孔口区域的炸药相继起爆,并随之产生了新的高强度冲击波,高应力区也不断扩大,基本覆盖了一段起爆的 4 个炮孔及其孔间区域。孔间深部区域仍由高于矿岩动态抗压强度的冲击波进行压缩和粉碎。$t=1\ 399.58$ μs 时,向着孔口区域的 4 个炮孔不断产生新的高应力区,高应力区外形呈倒梯形状。而孔底区域的应力波持续衰减,数值已经低于矿岩的动态抗拉强度。$t=4\ 359.65$ μs 时,三段炮孔已经起爆,应力波传播与一段相似。$t=6\ 179.72$ μs 时,五段炮孔起爆形成新的圆点状高应力区,五段炮孔起爆后的应力波传播与一段相似。$t=7\ 499.91$ μs 时,高应力区由孔底持续向孔口移动。$t=8\ 919.68$ μs 时,全部炮孔爆炸完毕。不同孔底距下各个监测网格的有效应力时程曲线如图 4 所示。



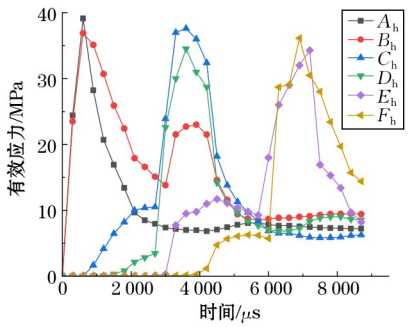
(a) 孔底距为 1.3 m



(b) 孔底距为 1.4 m



(c) 孔底距为 1.5 m



(d) 孔底距为 1.6 m

图 4 不同孔底距下各监测网格的有效应力时程曲线

Fig.4 Effective stress time history curves of each monitoring grid under different hole bottom spacings

4 种不同孔底距下,各监测网格的最大有效应力见表 5。由表 5 可以看出,随着炮孔间孔底距的扩大,监测点平均有效应力逐渐减小。

表 5 不同孔底距下各监测网格的最大有效应力

Table 5 Maximum effective stress of each monitoring grid under different hole bottom spacings

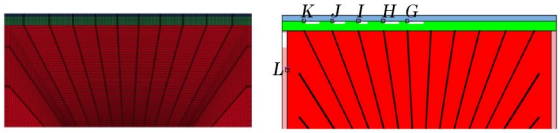
孔底距/m	最大有效应力/MPa						
	A_h	B_h	C_h	D_h	E_h	F_h	平均值
1.3	47.04	45.26	45.44	47.67	45.54	44.98	45.99
1.4	42.24	42.85	43.44	43.41	43.21	43.70	43.14
1.5	40.66	38.72	39.21	35.09	36.16	37.30	37.86
1.6	39.11	36.88	37.59	34.52	34.30	36.12	36.42

孔底距为 1.3 m 时,6 个监测网格的最大有效应力平均值为 45.99 MPa,超过了矿岩的动态抗拉强度,矿岩被充分破碎;孔底距为 1.4 m 时,6 个监测网格的最大有效应力平均值为 43.14 MPa,超过了矿岩的动态抗拉强度,矿岩完全破裂;孔底距为 1.5 m 和 1.6 m 时,各监测网格最大有效应力均未达到矿岩的动态抗拉强度,孔底矿岩无法完全破裂。考虑破岩效果,扇形中深孔的孔底距应不大于 1.4 m。结合矿山爆破经济性分析,取孔底距 1.3 m 时的装药量高于 1.4 m 工况,综合考虑,最终确定最优孔底距为 1.4 m。

4.2 炸药单耗优化

4.2.1 炸药单耗数值计算模型的建立

模型基础数据沿用孔底距模拟中的模型参数,孔底距选择 1.4 m,矿房顶部预留 0.3 m 厚度的顶板。模型中蓝色部分为模型顶板、绿色部分为孔底未装药段、红色部分则为矿岩(颜色标识见电子版),具体模型如图 5(a)所示。采用 Ansys LS-DYNA 数值模拟软件的 Mesh 模块中的 Map 方法划分炮孔内的炸药以及孔间网格,使用模块中的 Sweep 方法划分非四边形区域。在数值模型顶板的边缘区域上设置 G~L 共 6 个监测网格,监测该位置的有效应力变化,监测网格布置如图 5(b)所示。



(a) 数值模型 (b) 监测网格

图 5 炸药单耗数值模型及监测网格布置

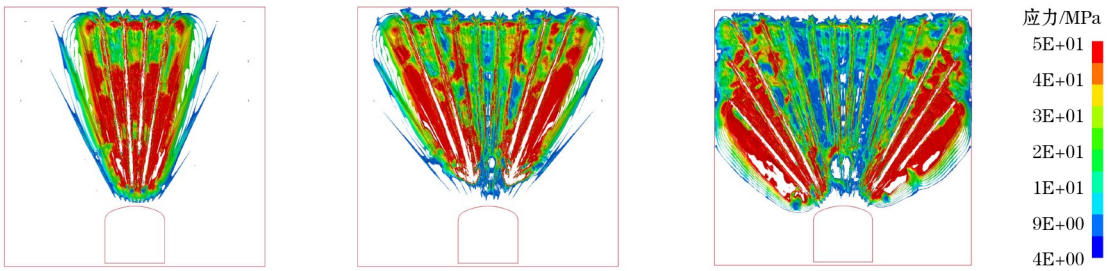
Fig.5 Numerical model of explosive unit consumption and monitoring grid layout

4.2.2 炸药单耗模拟计算结果及分析

通过对比分析 2.13 kg/m^3、2.11 kg/m^3、2.09 kg/m^3、2.07 kg/m^3 共 4 种不同炸药单耗下的有效应力,结合爆破安全规程要求,确定最优炸药单耗。不同炸药单耗模型的应力波传递规律大致相同,限于篇幅,选取炸药单耗 2.09 kg/m^3 的结果进行分析。孔底距 1.4 m、炸药单耗 2.09 kg/m^3 下的 3 个段别炮孔起爆完毕后的有效应力云图如图 6 所示。

由图 6 可知,一段炮孔起爆完毕后,炮孔靠近孔口区域的高应力区还未完全衰减,数值仍然高于 42.58 MPa;而孔底区域的应力波衰减程度较高,数值只有 20 MPa 左右,应力区呈倒梯形状分布在一段四炮孔周围。三段炮孔起爆完毕后,除在炮孔间产生高应力区外,一段炮孔边缘两侧衰减后的低应力区与三段起爆新产生的高应力区发生重叠,产生了应力的叠加。当五段炮孔起爆完毕后,一段四炮孔间应力进一步衰减,仅有 10 MPa 左右,三段炮孔间区域仅残留少量的应力区,其数值高于动态抗拉强度。

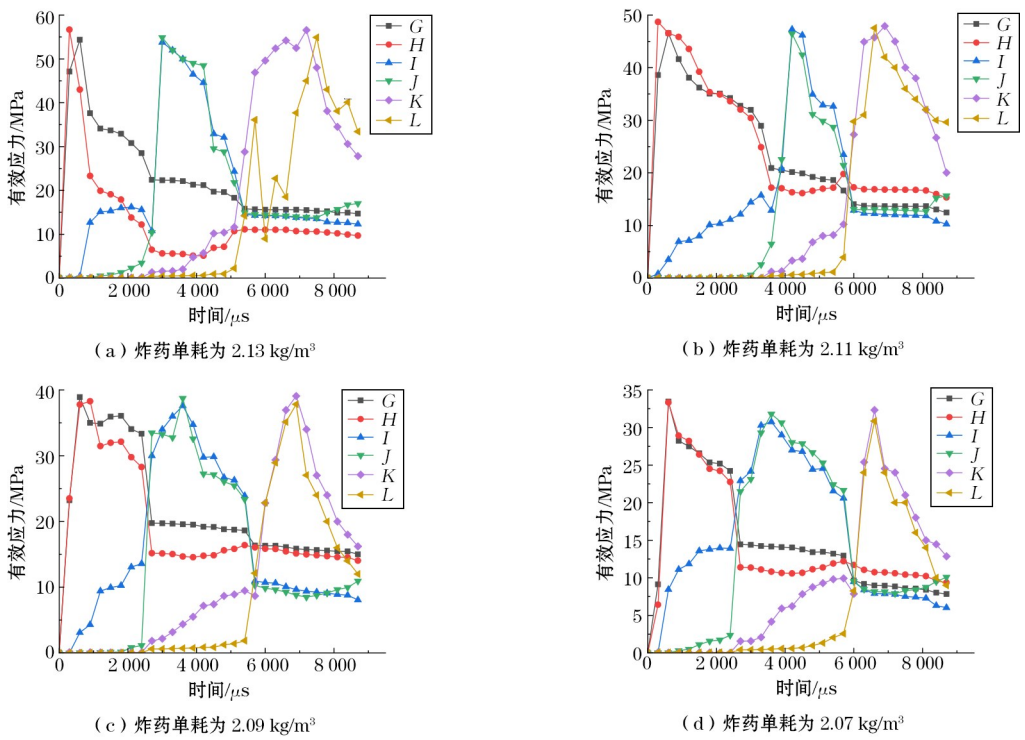
在顶板区域共设置 6 个有效应力监测网格 G~L 来监测该区域的有效应力变化以及有效应力峰值,4 种炸药单耗下监测网格有效应力时程曲线如图 7 所示。6 个有效应力监测网格的监测数据见表 6。



(a) 一段炮孔起爆完毕　(b) 三段炮孔起爆完毕　(c) 五段炮孔起爆完毕

图 6　炸药单耗为 2.09 kg/m³ 时 3 个段别的有效应力分布

Fig.6　Effective stress distribution of three sections at an explosive unit consumption of 2.09 kg/m³



(a) 炸药单耗为 2.13 kg/m³　(b) 炸药单耗为 2.11 kg/m³

(c) 炸药单耗为 2.09 kg/m³　(d) 炸药单耗为 2.07 kg/m³

图 7　不同炸药单耗下各监测网格的有效应力时程曲线

Fig.7　Effective stress time history curves under different explosive unit consumptions of each monitoring grid

表 6　不同炸药单耗下各监测网格的最大有效应力

Table 6　Maximum effective stress of each monitoring grid under different explosive unit consumptions

炸药单耗/(kg·m⁻³)	最大有效应力/MPa						
	G	*H*	*I*	*J*	*K*	*L*	平均值
2.13	54.37	56.33	53.79	54.86	56.56	54.90	54.98
2.11	46.56	48.69	47.27	46.43	47.90	48.43	47.55
2.09	38.91	38.28	37.60	38.74	39.07	37.82	38.40
2.07	33.45	33.33	30.77	31.79	32.33	30.86	32.09

由表 6 可知,随着炸药单耗的增加,中深孔爆破对采空区顶板的最大有效应力大不断增大。当炸药单耗为 2.13 kg/m³ 和 2.11 kg/m³ 时,监测网格的平均有效应力均已超过顶板矿岩的动态抗拉强度,顶板有破坏的风险,方案不可取。当炸药单耗为 2.09 kg/m³ 和 2.07 kg/m³ 时,监测网格的最有效应力均未超过矿岩的动态抗拉强度 42.58 MPa,较为安全。通过对顶板应力云图的分析发现,当炸药单耗为 2.07 kg/m³ 时,矿房孔底区域有较多矿岩未被充分破碎,有 0.4 m 高度的矿岩有效应力未到达动态抗拉强度。而当炸药单耗为 2.09 kg/m³ 时,孔底区域仅有 0.1 m 高度的矿岩未被破碎。综合考虑,选取 2.09 kg/m³ 为最优炸药单耗。

4.3　最小抵抗线优化

4.3.1　抵抗线模型的建立

基于孔底距和炸药单耗优化所得参数,进一步构建抵抗线爆破模型。孔底距取 1.4 m,炸药单耗取 2.09 kg/m³。按照理论公式获取的最小抵抗线

计算结果分别建立 1.6 m、1.8 m、2 m 三种抵抗线下的扇形中深孔爆破模型。模型顶部预留 3 m 厚顶板，见模型绿色区域；矿房两侧分别建立 3 m 厚的隔离矿柱，见模型蓝色区域；红色区域为回采矿房（颜色标识见电子版），高度为 15 m，矿房跨度为 15 m，如图 8 所示。

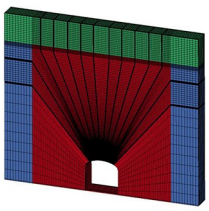


图 8　抵抗线模型

Fig.8　Resistance line model

在数值模型矿房顶部的边缘区域设置 $M\sim P$ 共 4 个监测网格，监测该位置的有效应力变化。在顶板内设置 $Q\sim T$ 共 4 个监测网格，用以监测振速对顶板的破坏作用。矿房顶部监测网格布置如图 9 所示。

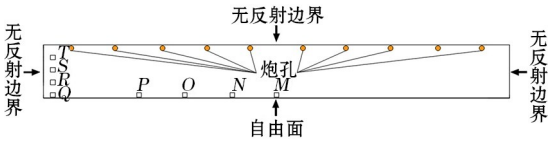


图 9　抵抗线模型监测网格布置

Fig.9　Monitoring grid layout of resistance line model

4.3.2　抵抗线模拟计算结果及分析

本节通过对比分析 1.6 m、1.8 m、2.0 m 共 3 种不同抵抗线下，靠近自由面一侧的监测网格的有效应力，并结合三种抵抗线下的爆破振速峰值与安全规程允许振速，综合确定最优抵抗线。不同最小抵抗线的应力波传播规律大致相同，限于篇幅，仅选取最小抵抗线为 1.6 m 时具有代表性的各时步矿房顶部区域有效应力分布云图进行展示，如图 10 所示。

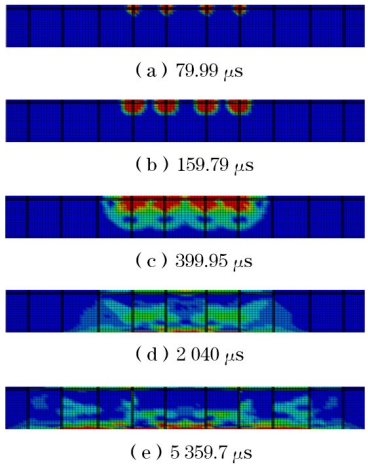


图 10　矿房顶部区域有效应力分布

Fig.10　Effective stress distribution in the top area of the mine room

由图 10 可知，一段 4 个炮孔同时起爆时，炸药爆炸后应力波从起爆点开始向四周传播，模型假设矿岩材料为均质材料，所以爆炸应力波呈标准的圆点形向外部扩散。随着高应力区逐渐扩大，相邻炮孔间矿岩逐步被应力波覆盖，见图 10(a)和图 10(b)。高应力区持续扩大，相邻炮孔的高应力区开始发生叠加，朝着自由面传播的应力波随着传播范围的增大开始衰减，峰值仅为 27 MPa，见图 10(c)。由霍普金森效应可知，传播至自由面的应力波不断发生反射与叠加，在自由面形成了新的高应力区。同时，爆破过程中产生的爆生气体不断膨胀，沿已形成的空腔和裂隙作用在矿岩，矿岩在拉应力的作用下，裂隙区进一步扩大，最终在自由面一侧也产生了裂隙，见图 10(d)和图 10(e)。

对于最小抵抗线的爆破模拟，不同抵抗线下各监测网格的有效应力时程曲线如图 11 所示。

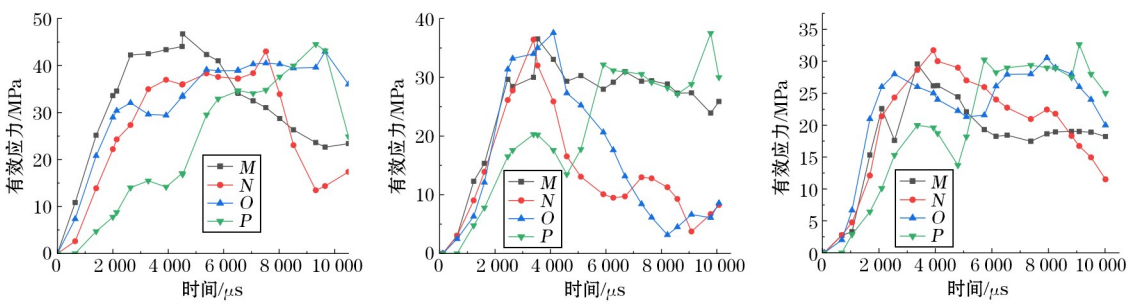


图 11　不同抵抗线下各监测网格的有效应力时程曲线

Fig.11　Effective stress time history curves of each monitoring grid under different resistance lines

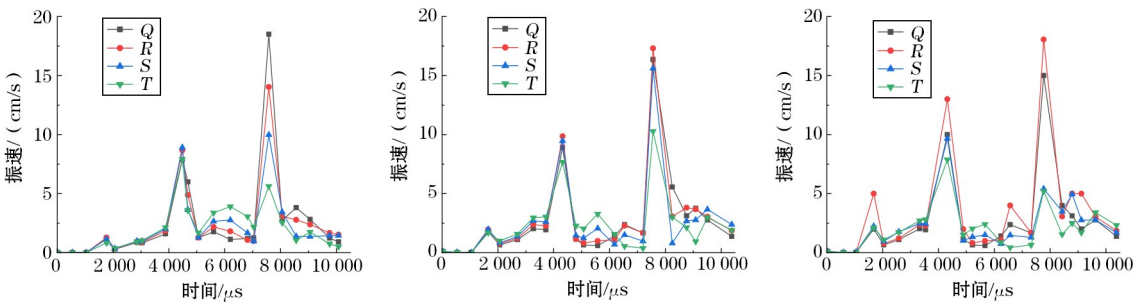
1.6 m、1.8 m、2.0 m 三种抵抗线下各监测网格的最大有效应力见表 7。由表 7 可知,随着抵抗线的增大,监测网格的最大有效应力逐步减小。当抵抗线为 1.8 m、2.0 m 时,监测网格最大有效应力平均值分别为 37.01 MPa、31.11 MPa,小于矿岩的动态抗拉强度,表明该监测网格附近的矿岩无法得到有效破碎。$M\sim P$ 监测网格位于自由面附近,该处矿岩的充分破碎是保证整个爆破区域爆破效果的关键。当抵抗线为 1.6 m 时,监测网格最大有效应力平均值为 44.31 MPa,超过了矿岩的动态抗拉强度。因此,确定 1.6 m 为最小抵抗线。

表 7 不同抵抗线下各监测网格的最大有效应力

Table 7 Maximum effective stress of each monitoring grid under different resistance lines

抵抗线/m	最大有效应力/MPa				
	M	*N*	*O*	*P*	平均值
1.6	46.72	43.01	42.99	44.54	44.31
1.8	36.53	36.42	37.57	37.50	37.01
2.0	29.57	31.72	30.51	32.65	31.11

1.6 m、1.8 m、2.0 m 三种抵抗线下顶板内监测网格的振速时程曲线如图 12 所示。



(a) 1.6 m 振速曲线 (b) 1.8 m 振速曲线 (c) 2.0 m 振速曲线

图 12 不同抵抗线下顶板内监测网格爆破振速时程曲线

Fig.12 Blasting vibration velocity time history curves of monitoring grid inside the roof under different resistance lines

充填采场爆破参数的优化,首先确保抵抗线内的矿岩充分破碎以保证爆破效果,同时还应当控制爆破产生的爆破振动。过大的爆破振动易导致顶板结构受损,降低其承载能力。《爆破安全规程》(GB 6722—2014)13.2.2 条款规定,矿房顶板对应的保护对象类别属于矿山巷道,安全允许质点振动速度范围为 18～25 cm/s。由图 12 可知,1.6 m 抵抗线下监测网格振速峰值为 18.51 cm/s,1.8 m 抵抗线下监测网格振速峰值为 17.31 cm/s,2.0 m 抵抗线下监测网格振速峰值为 18.05 cm/s,均未超过爆破振动安全允许标准。综合考虑破岩效果以及顶板振速峰值,选取 1.6 m 为最小抵抗线。

5 工程应用

结合上述分析,为保证孔间矿岩得到充分破碎,确保顶板区域矿岩在爆破时不被应力波破坏,选取的最优孔底距为 1.4 m、最优炸药单耗为 2.09 kg/m^3、最小抵抗线为 1.6 m。结合以上爆破参数,在某铁矿－360 m 水平开展现场工业试验,具体的爆破参数见表 8。

表 8 工业试验爆破参数

Table 8 Blasting parameters of industrial test

孔号	倾角/(°)	孔深/m	孔底距/m	炸药单耗/(kg·cm^{-3})	最小抵抗线/m	雷管段别
1	50	8.6	1.4	2.09	1.6	5
2	57	10.6	1.4	2.09	1.6	5
3	63	12.5	1.4	2.09	1.6	5
4	68	12.0	1.4	2.09	1.6	3
5	74	11.5	1.4	2.09	1.6	3
6	80	11.2	1.4	2.09	1.6	1
7	86	11.1	1.4	2.09	1.6	1
8	86	11.1	1.4	2.09	1.6	1
9	80	11.2	1.4	2.09	1.6	1
10	74	11.5	1.4	2.09	1.6	3
11	68	12.0	1.4	2.09	1.6	3
12	63	12.5	1.4	2.09	1.6	5
13	57	10.6	1.4	2.09	1.6	5
14	50	8.6	1.4	2.09	1.6	5

爆破后查看矿房顶板的破坏情况及大块情况,图 13 为试验后的现场爆破效果,爆破后的矿岩块度较小,大多数处于合理的粒径区间。从现场获取的数据可知,与之前的单排爆破方案相比,大块率由优化前的 6%降低至 3%;同时,顶板成型效果良好,表面较为平整,无明显的裂隙和坍塌现象,完整性良好。

综上所述,采用孔底距为 1.4 m、炸药单耗为

2.09 kg/m³、最小抵抗线 1.6 m 的爆破方案具有良好的破岩效果，有效降低了大块率，确保顶板成型良好。



图 13　现场工业试验爆破效果

Fig.13　Blasting effect of field indstrial test

6　结论

对空场嗣后充填采场的爆破参数优化问题进行研究，通过理论计算、数值模拟得到以下结论。

(1) 通过数值模拟，该铁矿扇形中深孔爆破的最优孔底距为 1.4 m。孔底距为 1.4 m 时，炮孔底部区域监测网格最大有效应力平均值达到了 43.70 MPa，可以充分破碎孔间矿岩。

(2) 运用 Ansys LS-DYNA 软件对孔底距为 1.4 m、不同炸药单耗组合的爆破模型进行模拟，通过分析爆破模型上监测网格有效应力云图、有效应力时程曲线，确定该铁矿扇形中深孔爆破的最优炸药单耗为 2.09 kg/m³。该组合参数下，顶板边缘区域最大有效应力平均值为 38.40 MPa，未超过顶板的动态抗拉强度，矿房回采后的采空区顶板处于稳定状态。

(3) 基于 1.4 m 孔底距和 2.09 kg/m³ 炸药单耗参数建立抵抗线爆破模型，通过对比分析不同抵抗线模型监测网格的最大有效应力和爆破振速峰值，确定最小抵抗线为 1.6 m。该参数下自由面附近矿岩最大有效应力平均值为 44.31 MPa，可以有效破碎自由面附近矿岩，爆破振速峰值为 18.51 cm/s，未超过矿房顶板爆破振动安全标准(25 cm/s)。

(4) 采用最优爆破参数在某铁矿－360 m 水平进行现场工业试验，爆破后矿岩块度合理，大块率由优化前的 6%降低至 3%；顶板成型良好，表面平整，未见明显裂隙或坍塌。

参考文献(References)：

[1] 梅林芳，张增贵，邓朋，等.某铁矿崩落法转充填法隔离顶柱厚度优化研究[J].矿业研究与开发，2025，45(4)：16-22.
Mei Linfang, Zhang Zenggui, Deng Peng, et al. Optimization of thickness of isolated top pillar by caving method to filling method in an iron mine[J]. Mining Research and Development，2025，45(4)：16-22.

[2] 路增祥，李角群，马强英.中国空场嗣后充填采矿法研究进展与展望[J].金属矿山，2026(1)：22-41.
Lu Zengxiang, Li Jiaoqun, Ma Qiangying. Research progress and prospects of open stope mining with subsequent filling method in China[J]. Metal Mines，2026(1)：22-41.

[3] 安龙.急倾斜薄矿脉开采矿岩移动规律与崩落控制研究[D].沈阳：东北大学，2015.
An Long. Gravity flow of broken rocks and the control of rock blasting in mining narrow steeply dipping veins[D]. Shenyang：Northeast University，2015.

[4] 李斌，许梦国，王明旭，等.无底柱分段崩落法中深孔爆破数值模拟研究[J].矿业研究与开发，2014，34(2)：111-114＋128.
Li Bin, Xu Mengguo, Wang Mingxu, et al. Numerical simulation on medium-length hole blasting in non-pillar sublevel caving[J]. Mining Research and Development，2014，34(2)：111-114＋128.

[5] 李明杰，张红军，秦鹏渊，等.白云鄂博铁矿中深孔爆破数值模拟及应用[J].金属矿山，2018(10)：24-30.
Li Mingjie, Zhang Hongjun, Qin Pengyuan, et al. Numerical simulation and application of medium-deep hole blasting in Bayan Obo Iron Mine[J]. Metal Mines，2018(10)：24-30.

[6] 张启隆，徐振洋，王雪松，等.顾及分组延时的扇形中深孔岩石损伤机理与破碎效果评估[J].金属矿山，2025(7)：114-123.
Zhang Qilong, Xu Zhenyang, Wang Xuesong, et al. Evaluation of damage mechanism and crushing effect of fan-shaped medium-deep hole rock based on grouping delay[J]. Metal Mines，2025(7)：114-123.

[7] 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 piles of upward fan-shaped deep hole blasting in underground mines[J]. Mining Research and Development，2024，44(10)：58-64.

[8] Sofien B M, Essaieb H, Mohamed G. Coupled geo-mechanical classification and multivariate statistical analysis approach for the optimization of blasting rock boulders[J]. Arabian Journal of Geosciences，2020，13(15)：414-419.

[9] Zeng Q T, Liu K W, Li X H, et al. Blasting parameter optimization for room adjacent to cemented filling pillar[J]. Journal of Engineering Science and Technology Review，2016(9)：185-191.

[10] 温晨，乔秋秋，邱贤阳，等.深井扇形组合孔短延时爆破裂纹扩展模拟研究[J].矿冶工程，2023，43(1)：26-31.
Wen Chen, Qiao Qiuqiu, Qiu Xianyang, et al. Simulation of crack propagation induced by short delay blasting with blast holes in a combined fanpattem for deep well[J]. Mining and Metallurgical Engineering，2023，43(1)：26-31.

[11] Monjezi M, Dehghani H. Evaluation of effect of blasting pattern parameters on back break using neural net-works [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2008,45(8):1446-1453.

[12] 刘超,陈克军,田杭.上向扇形中深孔“V”形起爆技术在湖北某金矿的应用[J].采矿技术,2024,24(3):208-213.
Liu Chao, Chen Kejun, Tian Hang. Application of upward fan-shaped medium-deep hole “V” initiation technology in a gold mine in Hubei province[J]. Mining Technology,2024,24(3):208-213.

[13] 李波,温晨,史秀志.高应力扇形中深孔采场边帮控制爆破参数优化[J].黄金科学技术,2024,32(3):511-522.
Li Bo, Wen Chen, Shi Xiuzhi. Optimization of stope sidewall controlled blasting parameters for high-stress fan-shaped medium depth hole [J]. Gold Science and Technology,2024,32(3):511-522.

[14] 殷锦训,王维,游喻豪,等.湖北三鑫金铜矿扇形中深孔爆破参数优化数值模拟研究[J].爆破,2022,39(2):85-93.
Yin Jinxun, Wang Wei, You Yuhao, et al. Numerical simulation of Sanxin gold and copper mine in Hubei province blasting parameters[J]. Blasting,2022,39(2):85-93.

[15] 戴俊.岩石动力学特性与爆破理论[M].北京:冶金工业出版社,2002.
Dai Jun. Rock dynamic characteristics and blasting theory [M]. Beijing:Metallurgical Industry Press,2002.

[16] 哈努卡耶夫.矿岩爆破物理过程[M].刘殿中,译.北京:冶金工业出版社,1980.
Khanukaev. Physical process of rock blasting[M]. Translated by LIU Dianzhong. Beijing:Metallurgical Industry Press,1980.

[17] 张召冉,杨仁树.岩石巷道“多阶段”掏槽技术及应用研究[J].岩石力学与工程学报,2019,38(3):551-559.
Zhang Zhaoran, Yang Renshu. Multi-step cutting technology and its application in rock roadways[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2019,38(3):551-559.

[18] 李雪明.大红山铁矿爆破参数优化研究[D].昆明:昆明理工大学,2008.
Li Xueming. Optimization of blasting parameters in Dahongshan Iron Mine[D]. Kunming:Kunming University of Science and Technology,2008.

[19] 黄永辉,占宇飞,张洪波,等.极高地应力条件下光面爆破围岩损伤规律研究[J].振动与冲击,2025,44(6):104-112.
Huang Yonghui, Zhan Yufei, Zhang Hongbo, et al. Damage patterns of surrounding rock under high-stress conditions in smooth blasting[J]. Journal of Vibration and Shock,2025,44(6):104-112.

[20] 冷振东.岩石爆破中爆炸能量的释放与传输机制[D].武汉:武汉大学,2017.
Leng Zhendong. Explosion energy release and transmission mech-anism in rock blasting [D]. Wuhan: Wuhan University,2017.

[21] 周俊汝,卢文波,张乐,等.爆破地震波传播过程的振动频率衰减规律研究[J].岩石力学与工程学报,2014,33(11):2171-2178.
Zhou Junru, Lu Wenbo, Zhang Le, et al. Attenuation of Vibration frequeency during propagation of blasting seismic wave [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2014,33(11):2171-2178.

[22] 姜琳婧.金鼎铁矿嗣后充填采场稳定性及结构参数优化研究[D].北京:北京科技大学,2023.
Jiang Linjing. Study on stope stability and optimization of structure parameters in Jinding Iron Mine[D]. Beijing: Beijing University of Science and Technology, 2023.

[23] 陈帮洪,粟登峰,陈星明,等.地应力效应下某矿中深孔爆破参数优化研究[J].矿业研究与开发,2023,43(4):42-49.
Chen Banghong, Su Dengfeng, Chen Xingming, et al. Optimization research on blasting parameters for medium-deep holes in a mine under the effect of in-situstress[J]. Mining Research and Development,2023,43(4):42-49.