扇形中深孔爆破孔网参数优化研究*

谷亚州[1,2,3],李闯[1,2,3],陈南海[2,4],钟国鸿[2,4],唐志超[2,4]

(1.低品位难处理黄金资源综合利用国家重点实验室, 福建 上杭县 364204;
2.紫金矿业集团股份有限公司, 福建 上杭县 364200;
3.紫金(长沙)工程技术有限公司, 湖南 长沙 410036;
4.龙兴有限责任公司, 图瓦共和国 克孜勒 667000)

摘要:地下金属矿山扇形中深孔爆破后易出现矿岩顶板垮落、悬顶及大块率高等问题,具有一定的安全隐患,且二次破碎成本较高。为保证爆破块度均匀及爆破作业面的安全,非常有必要对扇形中深孔爆破孔网参数进行优化研究。针对俄罗斯某矿炮孔直径为89 mm的扇形中深孔爆破,通过分析爆破漏斗试验结果,得出孔网参数的合理范围:孔底距2.8~3.2 m,排距2.3~2.5 m。随后采用ANSYS/LS-DYNA数值模拟软件对不同孔底距的爆破模型进行计算分析,得出最优孔底距为2.6~2.8 m。采用优化后的孔网参数进行现场工业试验,爆破后采场爆破块度均匀,顶板稳定性较好,整体爆破效果良好。

关键词:扇形中深孔爆破;爆破漏斗试验;孔网参数;孔底距;数值模拟

中图分类号:TD235 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2025)04-0096-08

Optimization Study on Hole Network Parameters of Fan-Shaped Medium-Deep Hole Blasting

GU Yazhou[1,2,3], *LI Chuang*[1,2,3], *CHEN Nanhai*[2,4], *ZHONG Guohong*[2,4], *TANG Zhichao*[2,4]

(1.State Key Laboratory of Comprehensive Utilization of Low-grade Refractory Gold Ores, Shanghang County, Fujian 364204, China;
2.Zijin Mining Group Co., Ltd., Shanghang County, Fujian 364200, China;
3.Zijin (Changsha) Engineering Technology Co., Ltd., Changsha, Hunan 410036, China;
4.Longxing Co., Ltd., Kyzyl 667000, Tyva Republic, Russia)

Abstract: After conducting fan-shaped medium-deep hole blasting in underground metal mines, a series of problems such as roof collapse, hanging roof, and high block rate are prone to occur, which have certain safety hazards and high costs of secondary crushing. It is necessary to optimize the hole network parameters of the fan-shaped medium-deep hole blasting in order to ensure the uniformity of blasting blocks and the safety of the blasting operation surface. Based on the analysis of the blasting funnel test results for a fan-shaped medium-deep hole blasting with a diameter of 89 mm in a Russian mine, the reasonable ranges of hole network parameters were determined as follows, hole bottom distance of 2.8-3.2 m and row spacing of 2.3-2.5 m. Subsequently, ANSYS/LS-DYNA numerical simulation software was used to calculate and analyze the blasting models with different hole bottom distances, and the optimal hole bottom distance was determined to be 2.6-2.8 m. The optimized hole network parameters were used for on-site industrial testing, and after blasting, the fragmentation of the mining area was uniform, the roof stability was good, and the overall blasting effect was good.

Key words: Fan-shaped medium-deep hole blasting, Blasting funnel test, Hole network parameter, Hole bottom distance, Numerical simulation

0 引言

扇形中深孔爆破相较于浅孔爆破存在很多优势[1-3],回采效率高、一次爆破的矿量多、作业条件好,但炸药爆破范围的控制也更加困难。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[4]。降低扇形中深孔爆破的大块率及控制爆破作业工作面的安全,是当下亟需解决的重要问题。

* **收稿日期**:2024-05-07

作者简介:谷亚州(1996—),男,河南驻马店人,硕士,工程师,主要从事采矿与爆破方面的研究。E-mail:598930306@qq.com

文兴等[5]通过开展爆破漏斗试验，对深部采场大直径深孔爆破的参数进行了分析和优化，取得了良好的爆破效果，矿石块度均匀。陈帮洪等[6]利用ANSYS/LS-DYNA模拟了不同围岩地应力条件下的岩石爆破效果，对首采进路/首排炮孔爆破参数进行优化后，使得崩落矿石块度较均匀，眉线破坏情况得到改善。殷锦训等[7]运用ANSYS/LS-DYNA数值模拟软件对不同孔网参数的中深孔爆破过程进行数值模拟计算，确定了三鑫金铜矿扇形中深孔爆破的最优孔网参数。王海亮等[8]通过爆破漏斗试验，并结合ANSYS/LS-DYNA数值模拟软件，分别建立不同药包埋深、炮孔间距的爆破模型，研究爆破漏斗的响应特征及损伤状态，确定了爆破参数。

本文以俄罗斯某矿为研究背景，通过爆破漏斗试验，得出扇形中深孔爆破孔网参数合理范围，并通过数值模拟与现场工业试验，确定了最优扇形中深孔爆破孔网参数。

1　爆破漏斗试验

俄罗斯某矿矿体分布于规模巨大的矿化蚀变带中，主矿体厚度由几米到几十米，倾角变化大，矿体产状不规整，分支复合现象明显，矿体形态变化较大。主矿体呈透镜状，沿走向矿体中部厚大，两端呈脉状。矿体走向近东西，倾角为30°～80°，走向长900 m。矿石密度为3.7 t/m^3、围岩密度为2.737 t/m^3。围岩主要有绿泥石绢云母石英片岩、凝灰岩、玄武岩三种。矿体自身稳定性较好。矿体下盘直接围岩多为几米至几十米的绿泥石片岩；上盘围岩主要为凝灰岩，局部为绿泥石片岩。绿泥石片岩遇水易泥化，稳定性差。

1.1　试验地点

在－60 m分段的N13进路及N21进路、－40 m分段的YN1沿脉联络巷道内进行试验。试验巷道及试验炮孔布置见图1、图2和图3。

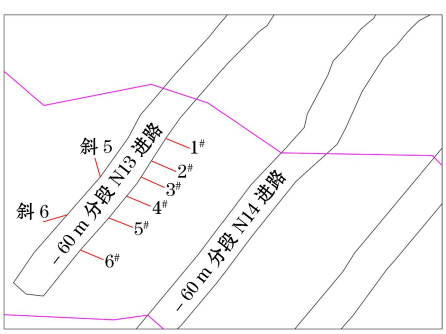


图1　－60 m分段N13进路试验地点

Fig.1　Test site in N13 approach at －60 m sub-section

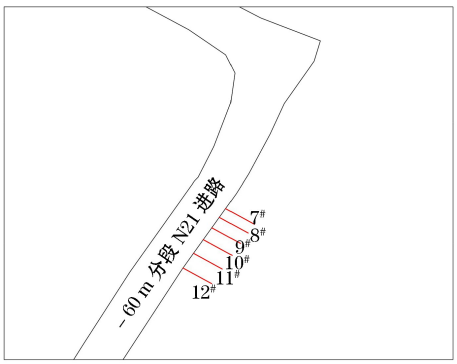


图2　－60 m分段N21进路试验地点

Fig.2　Test site in N21 approach at －60 m sub-section

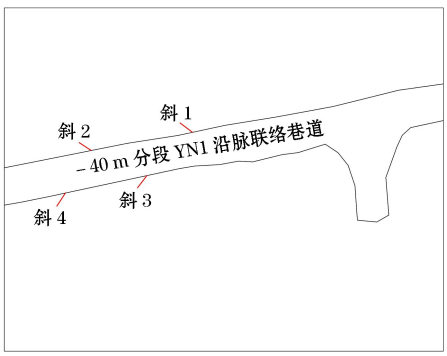


图3　－40 m分段YN1沿脉联络巷道试验地点

Fig.3　Test site in YN1 contact roadway along the vein at －40 m sub-section

1.2　凿岩

爆破漏斗试验[9-10]炮孔孔径设计为40 mm。

（1）单漏斗爆破试验。在－60 m分段N13进路内布置了6个炮孔，炮孔深度分别为：0.7 m、0.8 m、0.9 m、1.0 m、1.1 m、1.2 m。

（2）多孔同段爆破漏斗试验。以最佳爆破漏斗半径1.5倍、1.75倍、2.0倍、2.25倍、2.5倍的孔间距进行多孔同段爆破，在－60 m分段N21进路内布置1组6个孔。

（3）斜面台阶爆破试验。设计炮孔深1.8 m，角度在40°～45°左右，抵抗线为0.3～1.4 m。炮孔装药长度为1.4 m左右。在－40 m分段布置4个炮孔，－60 m分段布置2个炮孔。

1.3　装药与爆破

爆破漏斗试验采用阿莫尼特炸药，导爆管雷管孔底反向起爆。

单漏斗爆破试验和多孔同段爆破漏斗试验每孔1卷直径为32 mm的炸药，装药长度0.4 m，装药质量为400 g。

2 爆破漏斗试验结果及数据分析

2.1 单孔爆破漏斗试验

根据单漏斗爆破试验结果,得出药包临界埋深L_e为1.2 m;2#孔(孔深0.8 m)爆破漏斗半径最大,为0.75 m。

最佳药包中心埋深:L_j=0.6 m。

最佳药包中心埋深比:$\Delta j = L_j/L_e \approx 0.5$。

最佳爆破漏斗半径:R_j=0.75 m。

2.2 多孔同段爆破漏斗试验

炮孔深0.8 m,炮孔间距为1.13 m、1.31 m、1.51 m、1.66 m和1.88 m。

多孔同段爆破试验炮孔中的7#孔与8#孔间、8#孔与9#孔间没有孔间脊柱,而9#孔与10#孔间留有较明显的孔间脊柱。爆破漏斗轮廓见图4,试验结果见表1。

在试验条件下,最佳孔底距为1.31 m,此时炸药单耗为0.366 kg/t。

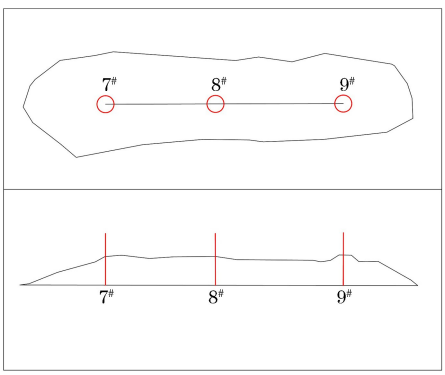


图4 多孔同段爆破漏斗轮廓

Fig.4 The funnel outline of the multi-hole simultaneous blasting

表1 多孔同段爆破试验结果

Table 1 The results of multi-hole simultaneous blasting test

序号	炮孔编号	药包埋深/m	炮孔间距/m	炸药单耗/(kg/t)	爆破块度情况描述
1	7#～8#	0.6	1.13	0.358	块度较小,均匀。
2	8#～9#	0.6	1.31	0.366	块度均匀,基本无大块。
3	9#～10#	0.6	1.51	0.453	块度较小,崩落量很少。

2.3 斜面台阶爆破试验

－40 m分段YN1沿脉联络巷道共爆破4个炮孔,－60 m分段N13进路共爆破2个炮孔,试验情况及结果见表2。

表2 斜面台阶爆破试验结果

Table 2 The results of slope bench blasting test

孔号	孔深/m	倾角/(°)	装药长度/m	装药量/kg	每米炮孔装药量/kg	堵塞长度/m	爆开处抵抗线/m
斜1	1.8	40	1.4	1.6	1.143	0.4	1.00
斜2	1.8	41	1.4	1.6	1.143	0.4	0.90
斜3	1.8	40	1.4	1.6	1.143	0.4	1.12
斜4	1.8	40	1.4	1.6	1.143	0.4	1.02
斜5	1.8	46	1.4	1.6	1.143	0.4	0.85
斜6	1.8	40	1.4	1.6	1.143	0.4	1.10
平均值	1.8	—	1.4	1.6	1.143	0.4	0.998

根据斜面台阶爆破试验情况分析,爆破块度均匀。从表2中的平均值可以得到,在试验条件下,－40 m、－60 m分段每米炮孔装药量为1.143 kg,药包爆开处的抵抗线(最佳抵抗线)为0.998 m。

2.4 采场凿岩爆破参数推荐

本次试验采用阿莫尼特炸药,爆速为5 000～5 500 m/s,实际生产中使用的颗粒硝铵炸药爆速为4 000～4 500 m/s,炸药威力转换系数取1.05～1.15。故本次试验研究推荐的扇形中深孔爆破孔网参数见表3。

表3 推荐的扇形中深孔凿岩爆破孔网参数

Table 3 Recommended hole network parameters for fan-shaped deep hole rock drilling and blasting

孔径/mm	排距/m	孔底距/m	炸药单耗/(kg/t)
89	2.3～2.5	2.8～3.2	0.38～0.42

2.5 前期工业试验

针对俄罗斯某矿炮孔直径为89 mm的扇形中深孔爆破,矿山在现场采用表3推荐的扇形中深孔爆破孔网参数进行了工业试验。该参数下采场爆破效果不太稳定,采场爆破后矿岩的块度不均匀,大块率较高,堵塞出矿口,甚至出现特大块,需要进行二次破碎,如图5所示。而且,采场时常发生悬顶情况,回采作业面安全性较差,需要在相邻进路进行补孔爆破。

孔网参数决定了爆破时炸药能量的分布,炸药能量过于集中容易引起顶板垮落;而炸药能量过于分散可能导致矿岩大块率高和顶板悬顶,无法有效破岩。前期工业试验出现的矿岩块度不均匀,大块较多以及悬顶情况,经现场研究判断为孔底距过大。因此,通过ANSYS/LS-DYNA数值模拟软件对不同孔底距的爆破进行了模拟计算和优化。



图 5　前期工业试验采场块度情况

Fig.5　Block degree of ore in early industrial test stope

3　数值模拟计算

3.1　爆破数值模型建立

本文将采用软件模拟不同孔底距下的爆破效果，并根据模拟计算结果优选出最佳孔底距。根据爆破漏斗试验初步确定孔底距为 2.8～3.2 m。由于前期工业试验爆破效果较差，孔底距过大，确定模型孔底距分别为 2.2，2.4，2.6，2.8，3.0，3.2 m。

为简化计算，取扇形孔平排剖面上的两个孔，建立对称模型[11-12]，同时只以上部 5 m 作为研究对象建立网格模型并进行数值计算。模型及监测点布置如图 6 所示。

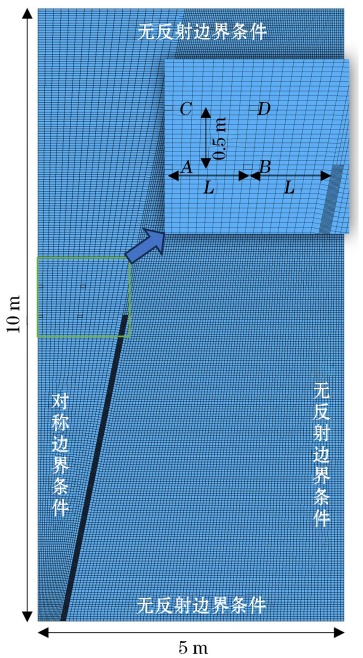


图 6　数值模型及监测点布置

Fig.6　Numerical model and monitoring points layout

在孔底距数值模拟中，通过 ANSYS 建立实体模型，并划分准二维网格模型[13]，模型大小为 10 m×5 m×0.04 m，孔底距 a 分别为 2.2，2.4，2.6，2.8，3.0，3.2 m。模型左侧设置对称边界条件，上下及右侧设置无反射边界条件[14]，单位制采用 kg-m-s。

扇形中深孔爆破中，相邻两孔孔底的连线中心点为爆破薄弱点[15]，若不能有效破坏，则会出现大块、悬顶等，因此在孔底距模型中的孔底连线及中心点上布置 A、B 两个监测点。同时，为保证施工时炮孔不打穿上分段、不破坏采场顶板，需要准确测量分段高度，并精确控制炮孔长度。根据孔径及炮孔位置不同，孔底预留 0.5～1 m 距离保护采场顶板不被破坏，因此在孔底上部 0.5 m 处也布置 C、D 两个监测点。

模型中矿石选用混凝土本构模型，炸药选用高能材料本构模型[16]，设置爆破模拟的求解时间为 2 ms。

3.2　计算结果分析方法

孔底距模型爆破没有设置自由面，岩体主要表现为压缩破坏，采用 Von Mises 屈服准则对岩石的破坏特征进行分析，通过将监测点处的有效应力峰值与矿岩动态抗压强度进行对比，分析爆破破坏规律。有效应力峰值大于矿岩动态抗压强度，则说明此处岩石被有效破碎，否则无法进行有效破岩。

描述岩石动态抗压强度与静态抗压强度之间关系的经验公式[17]见式(1)：

$$[\sigma_{cd}]=\dot{\varepsilon}^{1/3}[\sigma_c] \tag{1}$$

式中：$[\sigma_{cd}]$、$[\sigma_c]$分别为岩石的动态抗压强度与静态抗压强度，MPa；$\dot{\varepsilon}$ 为加载应变率，岩石的加载应变率通常在 1～100 000 s^{-1} 范围内[18]，在粉碎区取值为$\dot{\varepsilon}$=100～10 000 s^{-1}，在粉碎区外取值为 $\dot{\varepsilon}$=1～1 000 s^{-1}。矿岩单轴抗压强度为 43.40 MPa，取岩石的加载应变率为 10 s^{-1}，最后确定矿岩的动态抗压强度为 93.50 MPa。

3.3　孔底距数值模拟结果分析

不同孔底距模型爆炸应力波传播过程及规律基本相同，以孔底距为 2.8 m 的模型爆炸应力波传播过程为例进行分析及说明，各个关键时刻的爆炸应力云图如图 7 所示。由图 7 可以得出，孔底距数值模型的爆炸应力波传播过程中，在 t=0.1 ms 时刻，炮孔底部炸药起爆后形成了爆炸应力波，并以球形状向外围传播；在 t=0.4 ms 和 t=0.7 ms 时刻，两炮孔形成的爆炸应力波在孔间相遇，并产生叠加，此外，爆轰应力波也在逐步朝着孔口方向传递，并引爆孔内炸药；在 t=1.1 ms 时刻，爆炸应力波传递至孔口附近自由面，并

产生反射,同时可以看出由于两孔爆炸应力波叠加效应,炮孔间的爆炸应力值明显比炮孔两侧大。

各孔底距模型中应力监测点的有效应力时程曲线如图 8 所示,监测点有效应力峰值统计见表 4。

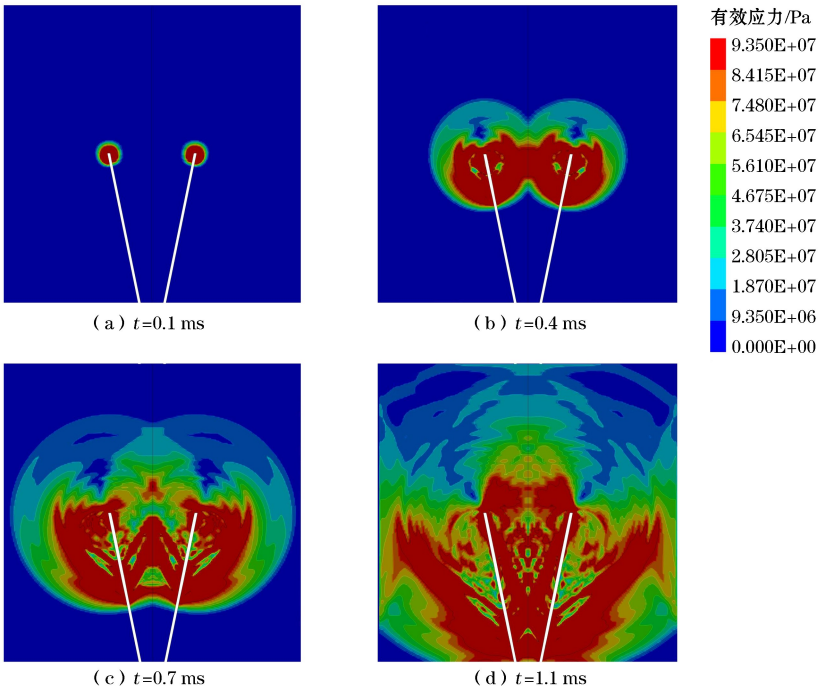


图 7 孔底距数值模型爆破有效应力云图

Fig.7 Cloud diagrams of effective blasting stress in hole bottom distance numerical models

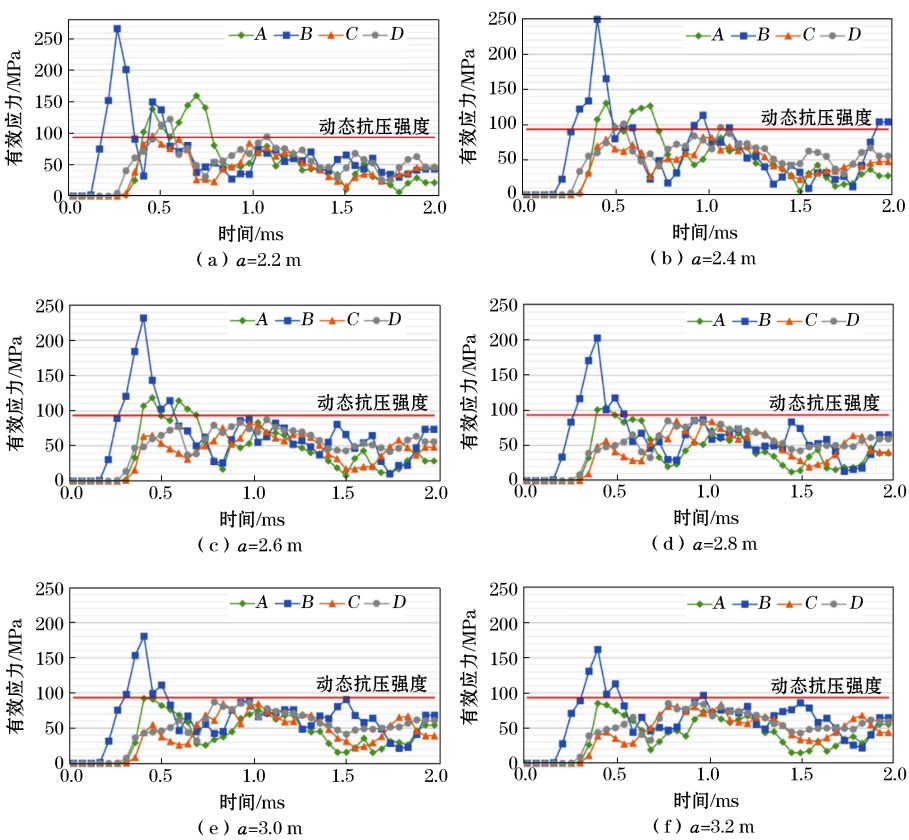


图 8 各孔底距模型监测点有效应力时程曲线

Fig.8 Time history curves of the effective stress at monitoring points in each hole bottom distance model

表 4　各孔底距模型监测点有效应力峰值统计

Table 4　Statistical of effective stress peak at monitoring points in each hole bottom distance model

孔底距 a/m	监测点	有效应力峰值/MPa	岩石是否发生破坏
2.2	A	159.52	是
	B	266.49	是
	C	95.76	是
	D	122.07	是
2.4	A	130.46	是
	B	249.78	是
	C	82.35	否
	D	101.00	是
2.6	A	118.27	是
	B	231.80	是
	C	81.65	否
	D	86.91	否
2.8	A	104.00	是
	B	203.00	是
	C	85.20	否
	D	85.40	否
3.0	A	92.24	否
	B	180.60	是
	C	84.98	否
	D	87.38	否
3.2	A	85.18	否
	B	162.06	是
	C	83.67	否
	D	85.42	否

通过图 8 可以看出，由于监测点 B 距离炮孔最近，爆炸应力波最先到达，应力峰值最大，监测点 C 距离炮孔最远，爆炸应力波最后到达，应力峰值普遍较小。将 6 种孔底距模型监测点有效应力峰值进行统计，判断各监测点处岩石是否发生破坏，结果见表 4。

对表 4 中 A、B 两个监测点的应力峰值进行分析，可以看出在孔底距分别为 2.2 m、2.4 m、2.6 m 和 2.8 m 的模型中，A、B 两点应力峰值均能达到岩石动态抗拉强度，表明孔间岩石能够得到有效破碎，岩石破碎效果好。在孔底距为 3.0 m 和 3.2 m 的两个模型中，B 点附近岩石均能够达到破碎条件，但 A 点应力峰值分别为 92.24 MPa 和85.18 MPa，均小于矿岩动态抗压强度 93.50 MPa，说明这两种方案会造成两孔孔底连线中心部分岩石难以充分破碎，容易产生大块，破岩效果差。综上分析，从破岩效果方面考虑，应排除孔底距为 3.0 m 和 3.2 m 的模型。

对表 4 中 C、D 两个监测点的应力峰值进行分析，可以看出在孔底距为 2.2 m 的模型中，C、D 两点有效应力峰值均大于矿岩动态抗压强度；在孔底距为 2.4 m 模型中，D 点有效应力峰值大于矿岩动态抗压强度。由于孔底距较小，爆炸能量作用相对更为集中，对爆后顶板的破坏大，极易降低顶板围岩稳定性及完整性。在孔底距分别为 2.6 m、2.8 m、3.0 m、3.2 m 的模型中，C、D 两点的有效应力峰值均小于矿岩动态抗压强度 93.50 MPa；随着孔底距的增大，炮孔间爆炸应力波叠加效应减少，孔底上方 0.5 m 处顶板矿岩的爆炸应力峰值没有达到破岩条件，因此可以有效保护顶板围岩的稳定性及完整性，为采场回采安全提供重要保障。综上分析，从顶板围岩保护效果方面考虑，应排除孔底距为 2.2 m 和 2.4 m 的两个模型。

综合破岩效果和顶板围岩保护效果两方面考虑，孔底距为 2.6 m 和 2.8 m 的两个模型中 A、B 两点有效应力峰值大于矿岩动态抗压强度 93.50 MPa，能够达到较好的破岩效果；C、D 两点有效应力峰值均小于矿岩动态抗压强度 93.50 MPa，能够有效保护顶板围岩的完整性，因此，最优孔底距为2.6～2.8 m。

4　现场工业试验

根据爆破漏斗试验及数值模拟结果，确定最优孔底距 a 为 2.6～2.8 m，再根据“大孔距小抵抗线”原理，确定最小抵抗线(排距)w 为 2.3～2.5 m。由于前期工业试验爆破效果较差，大块较多，此次现场工业试验选取较小的参数，即孔底距 $a=2.6$ m，最小抵抗线(排距)$w=2.3$ m。

采用优化后的孔网参数在－40 m 分段 3-2# 矿体采场进行现场工业试验，如图 9、图 10 所示。

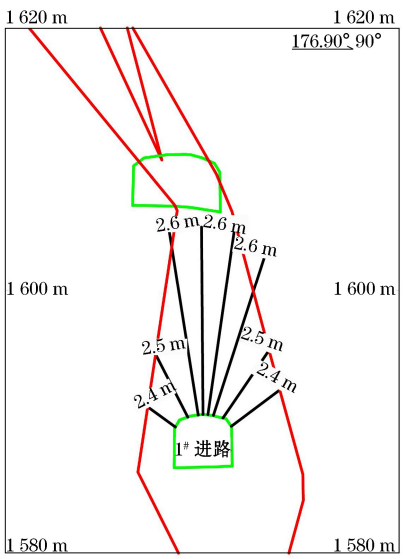


图 9　试验采场设计布置

Fig.9　Test stope design layout



图 10 试验采场爆破块度情况

Fig.10 Block degree of ore blasting in test stope

对采场爆破块度情况进行分析,结果见图 11。图中,D_{50}代表爆区有 50%的颗粒粒径小于该粒径,*PAR* 表示分析处理的颗粒数量,*B* 表示曲线的起伏程度,*SPH* 代表总的颗粒平均球度或长宽比,*N* 表示均匀度系数,*N* 越大代表粒度越均匀。

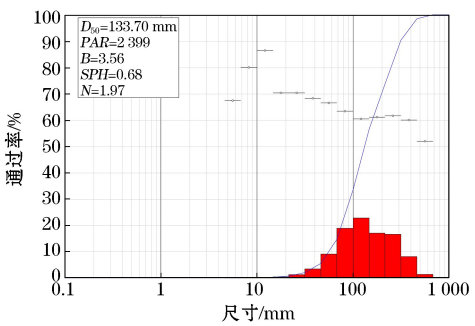


图 11 试验采场矿岩尺寸统计

Fig.11 Statistical of ore-rock size in test stope

由图 11 可知,将优化后的扇形中深孔爆破孔网参数应用于现场工业试验,爆破后爆区块度在 21.50 mm 以下的占比为 0.64%,粉矿率较低;爆区碎块直径小于 133.70 mm 的占比为 50%;处理的碎块个数和曲线的起伏程度分别为 2 399 和 3.56;碎块的平均球度为 0.68;爆区矿岩块度的均匀度系数为1.97,矿岩块度分布较为均匀,没有出现直径大于 1 m 的块体。通过现场观察,采场顶板稳定性较好,未出现爆破超挖,整体爆破效果良好。

5 结论

(1) 针对俄罗斯某矿炮孔直径为 89 mm 的扇形中深孔爆破,通过分析爆破漏斗试验结果,得出扇形中深孔爆破孔网参数的合理范围:孔底距 2.8～3.2 m,排距 2.3～2.5 m。

(2) 在孔底距数值模拟优化中,当孔底距 $a \geqslant 3.0$ m 时,难以有效破碎孔间岩石;当孔底距 $a \leqslant 2.4$ m 时,爆破作用对采场顶板的破坏较大,因此最优孔底距为 2.6～2.8 m。

(3) 将优化后的扇形中深孔爆破孔网参数应用于现场工业试验,爆破后采场爆破块度均匀,采场顶板稳定性较好,整体爆破效果良好。

参考文献(References):

[1] 董凯程,汪海峰,于永纯,等.缓倾斜中厚矿体高效开采技术研究[J].有色金属(矿山部分),2021,73(5):1-7.
DONG Kaicheng, WANG Haifeng, YU Yongchun, et al. Study on efficient mining technology of gently inclined medium thick orebody[J]. Nonferrous Metals (Mining Section),2021,73(5):1-7.

[2] 李林军,史秀志,胡洪文,等.地下金属矿山扇形中深孔孔网参数优化研究[J].矿冶工程,2022,42(3):10-13+17.
LI Linjun, SHI Xiuzhi, HU Hongwen, et al. Parameter optimization for middle-depth blastholes in an fan-shaped drilling pattern in a underground metal mine[J]. Mining and Metallurgical Engineering,2022,42(3):10-13+17.

[3] 谷亚州,史秀志,霍晓锋,等.地下矿山上向中深孔爆破回采眉线保护技术研究[J].爆破,2022,39(4):62-70.
GU Yazhou, SHI Xiuzhi, HUO Xiaofeng, et al. Study on brow protection technology for upward medium-length hole blasting in underground mines[J]. Blasting,2022,39(4):62-70.

[4] 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:Northeastern University,2015.

[5] 文兴,赵亮,朱青凌,等.基于爆破漏斗试验的采场凿岩爆破参数优化研究[J].矿业研究与开发,2021,41(7):28-31.
WEN Xing, ZHAO Liang, ZHU Qingling, et al. Optimization study on rock drilling blasting parameters based on blasting funnel test[J]. Mining Research and Development,2021,41(7):28-31.

[6] 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-situ stress[J]. Mining Research and Development,2023,43(4):42-49.

[7] 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.

[8] 王海亮,赵华鹏,赵军,等.基于柱状药包爆破漏斗试验的爆破参数优化[J].中国科技论文,2023,18(8):913-920.

WANG Hailiang, ZHAO Huapeng, ZHAO Jun, et al. Optimization of blasting parameters based on cylindrical charge blasting craters test[J]. China Sciencepaper,2023,18(8):913-920.

[9] 万再春,李洪彦,杨建明,等.地下矿山中深孔爆破漏斗试验应用研究[J].价值工程,2017,36(11):142-144.
WAN Zaichun, LI Hongyan, YANG Jianming, et al. Study on application of medium-length hole blasting crater test in underground mine[J]. Value Engineering, 2017, 36(11): 142-144.

[10] QIU X Y, SHEN W B, ZHANG Z G, et al. Effect of in-situ stresses on fracturing performance of crater blasting under different resistance lines[J]. Journal of Central South University,2023,30(8):2686-2700.

[11] 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 and Underground Space Technology,2020,106:103569.

[12] 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 blastholes in a combined fan pattern for deep well[J]. Mining and Metallurgical Engineering,2023,43(1):26-31.

[13] 王远来,史秀志,王发民,等.地下矿山直眼掏槽爆破参数优化研究[J].矿冶工程,2021,41(5):36-40.
WANG Yuanlai, SHI Xiuzhi, WANG Famin, et al. Optimization of blasting parameters of burn cut in underground mine[J]. Mining and Metallurgical Engineering,2021,41(5):36-40.

[14] 曲艳东,刘万里,翟诚,等.水下爆破破冰爆炸冲击波传播规律数值分析[J].爆破,2017,34(2):100-104.
QU Yandong, LIU Wanli, ZHAI Cheng, et al. Numerical simulation of propagation law of shock waves in process of breaking ice by underwater blasting[J]. Blasting,2017,34(2):100-104.

[15] 田力,王若晨.爆炸波与破片联合作用下砌块墙的损伤和防护[J].同济大学学报(自然科学版),2019,47(11):1557-1564.
TIAN Li, WANG Ruochen. Damage and protection of block filled wall subjected to synergistic effects of blast and prefabricated fragments[J]. Journal of Tongji University (Natural Science),2019,47(11):1557-1564.

[16] 霍晓锋,苟永刚,成涌,等.铜绿山矿中深孔掏槽爆破参数优化研究[J].矿冶工程,2019,39(5):17-21.
HUO Xiaofeng, GOU Yonggang, CHENG Yong, et al. Parameters optimization for medium-deep hole cutting blasting in Tonglushan mine[J]. Mining and Metallurgical Engineering,2019,39(5):17-21.

[17] BISCHOFF P H, PERRY S H. Compressive behavior of concrete at high strain rates[J]. Materials & Structures, 1991,24(6):425-450.

[18] 梁昌玉,李晓,李守定,等.岩石静态和准动态加载应变率的界限值研究[J].岩石力学与工程学报,2012,31(6):1156-1161.
LIANG Changyu, LI Xiao, LI Shouding, et al. Study of strain rates threshold value between static loading and quasi-dynamic loading of rock[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2012,31(6):1156-1161.