破碎矿岩崩落法扇形炮孔装药结构参数优化研究及应用*

秦国玉[1],龚臻[1],何建元[1],张刚刚[1],粟登峰[2],谭宝会[2],鲁旭[2]

(1.金川集团镍钴股份有限公司龙首矿, 甘肃 金昌市 737100;
2.西南科技大学 环境与资源学院, 四川 绵阳市 621010)

摘要:扇形炮孔的爆破质量对于无底柱分段崩落法的应用效果影响显著。针对龙首矿西二采区在矿岩破碎条件下,使用无底柱分段崩落法时出现的眉线破坏严重、爆破块度不均匀、损失贫化大等问题,采用ANSYS/LS-DYNA对落矿扇形炮孔的装药结构参数进行了优化研究。研究结果表明,采用孔口"W"形交错装药、孔底起爆以及排内微差爆破,可有效改善扇形炮孔的爆破效果。将优化的炮孔装药结构参数应用于现场生产实践,使矿石回采率提高了约36%,矿石贫化率降低了约31%,大块率降低52%,且眉线破坏的情况也得到了明显减少。

关键词:破碎矿岩;无底柱分段崩落法;扇形孔爆破;装药结构;数值模拟

中图分类号:TD235.4;TD853.362 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2025)06-0078-09

Optimization of Charge Structural Parameters of Fan-Shaped Blasthole in Breaking Ore-Rock Caving Method and Its Application

QIN Guoyu[1], *GONG Zhen*[1], *HE Jianyuan*[1], *ZHANG Ganggang*[1], *SU Dengfeng*[2], *TAN Baohui*[2], *LU Xu*[2]

(1.Longshou Mine, Jinchuan Group Nickel and Cobalt Co., Ltd., Jinchang, Gansu 737100, China;
2.School of Environment and Resource, Southwest University of Science and Technology, Mianyang, Sichuan 621010, China)

Abstract: The blasting quality of fan-shaped blasthole has a significant effect on the application effect of non-pillar sublevel caving method. In view of the problems such as serious damage of eyebrow line, uneven blasting fragmentation and large loss and dilution when the non-pillar sublevel caving method was used in the west second mining area of Longshou Mine under the condition of ore-rock breaking, ANSYS / LS-DYNA was used to optimize the charge structure parameters of the fan-shaped blasthole. The results show that the blasting effect of fan-shaped blasthole can be effectively improved using W-type staggered charge at orifice, hole bottom initiation and millisecond blasting in row. The optimized blasthole charge structure parameters are applied to the field production practice. The ore recovery rate is increased by about 36%, the ore dilution rate is reduced by about 31%, the bulk rate is reduced by 52%, and the damage of the eyebrow line is also significantly reduced.

Key words: Breaking ore-rock, Non-pillar sublevel caving method, Fan-shaped borehole blasting, Charge structure, Numerical simulation

0 引言

自20世纪60年代开始,我国地下铁矿山普遍采用无底柱分段崩落法开采。该采矿方法的回采工艺主要包括凿岩、爆破、通风和出矿四个环节[1-4],其中扇形炮孔的凿岩和爆破是影响无底柱分段崩落法的矿石回采率的关键工艺环节。生产实践表明,放矿指标的优劣与扇形炮孔的爆破质量密切相关[5-8]。因此,研究无底柱分段崩落法扇形炮孔爆破参数并根据矿山实际情况对其进行优化,对于提高该采矿方法的应用效果具有非常重要的意义。

在无底柱分段崩落法扇形炮孔的爆破效果及爆破参数优化方面,国内外学者开展了大量的研究工作。何荣兴等[9-10]先后以北铭河铁矿与小汪沟铁矿为工程背景,分析了扇形炮孔爆破质量对矿石损失贫化指标的影响,在此基础上,提出了控制扇形孔爆

* **收稿日期**:2024-07-06
基金项目:四川省自然科学基金青年科学基金项目(2022NSFSC1089);镍钴资源综合利用国家重点实验室开放课题(GZSYS-KY-2021-022);西南科技大学博士基金项目(21zx7157)
作者简介:秦国玉(1979—),男,甘肃金昌人,硕士,高级工程师,主要从事矿山生产管理等方面工作。E-mail:814405947@qq.com
通信作者:粟登峰(1989—),男,四川内江人,博士,副教授,主要从事地下采矿技术研究工作。E-mail:472479993@qq.com

破质量的技术措施。郑晓硕等[11]根据利文斯顿爆破能量平衡准则,通过爆破漏斗试验,确定了程潮铁矿无底柱分段崩落法合理的扇形炮孔爆破参数,并取得了良好的应用效果。周宗红等[12]、张秀华等[13]针对长安金矿无底柱分段崩落法开采时出现的眉线破坏严重、装药困难、大块率高等问题,提出了通过增大分段高度、进路间距和崩矿步距等方式,来调整扇形炮孔装药参数;应用结果表明,采用优化后的爆破参数能有效保护眉线,同时降低了炸药单耗和爆破大块率。李艳刚等[14]针对四川会东大梁矿业西部矿体采用无底柱分段崩落法采矿时出现的炮孔数量过多、炸药单耗高、爆破效果差等问题,开展了不同段别爆破漏斗试验,最终确定了合理的孔底距、炸药单耗和最小抵抗线等参数。谷亚州等[15]以铜绿山矿井下采场爆破为工程背景,采用有限元分析软件 ANSYS/LS-DYNA 分析了不同炮孔角度、空气垫层长度及炮孔间距对爆破效果及炮排眉线的影响,在此基础上,对中深孔爆破参数进行了优化并开展了现场试验,取得了较好效果。邓红卫等[16]针对中深孔爆破引起的爆破振动效应,采用有限元分析软件 ANSYS/LS-DYNA 建立了准二维扇形中深孔爆破模型,开展了不同段别组合条件下的爆破振动规律研究,最终确定了梅山铁矿扇形炮孔的起爆段别。

总体而言,现有研究主要是在矿岩稳固性较好的条件下开展扇形炮孔爆破参数优化研究,而对于破碎矿岩条件下扇形炮孔爆破参数的研究相对较少。本文以金川集团龙首矿西二采区崩落法采场为工程背景,针对矿山在破碎矿岩条件下使用无底柱分段崩落法时出现的眉线破坏严重、大块率高、损失贫化高等问题展开研究,采用数值模拟的方法对矿山扇形炮孔装药爆破参数进行了优化,并在现场开展了工业性试验。

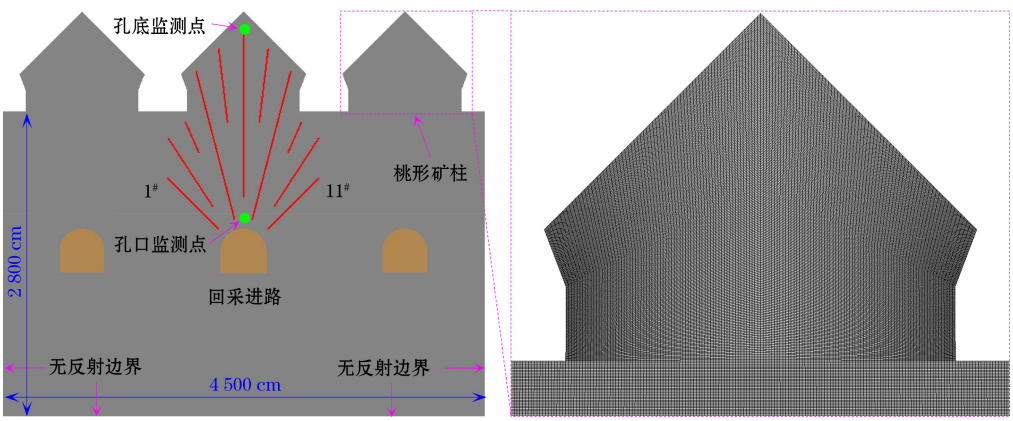
1 工程背景

龙首矿西二采区的矿岩节理裂隙发育,属于典型的破碎矿岩,矿岩普氏系数为 2.4～7。西二采区原采用双中段同时作业的下向分层进路式胶结充填法开采,在 2019 年将上部中段改为采用无底柱分段崩落开采,崩落法采场内共设 1 595 m、1 580 m、1 565 m 和 1 546 m 共 4 个回采分段,分段高度分别为 18.5 m、15 m、15 m、19 m,进路间距为 15 m,崩矿步距为 2.2 m。崩矿炮孔排面上呈扇形,每个排面内布置 11 个炮孔,炮孔直径为 80 mm,采用凿岩台车施工落矿中深孔。考虑到采场矿岩破碎,为保护眉线部位,在扇形炮孔排面上,从两侧边孔至中心孔按照 1 m、3 m、6 m、8 m、6 m、8 m 预留不装药的炮孔长度,从而在孔口部位实现大面积不装药,以期降低爆破对眉线的破坏程度。炮孔线装药密度约为 5 kg/m,单排炮孔的装药量约为 450 kg,排内炮孔采用同段雷管起爆,起爆弹位于孔口位置。但在实际生产过程中,眉线破坏情况十分严重,同时还伴有崩落矿石块度不均匀、大块多、矿石损失贫化率高等问题,对崩落法的正常生产造成了较大的影响。

2 破碎矿岩条件下扇形孔爆破数值模拟研究

2.1 数值模型的建立

为了在确保计算结果准确性的前提下节约计算时间,本次数值模拟研究采用准二维模型,单位制为 g-cm-μs,模型尺寸均为 4 500 cm×3 750 cm×3 cm,如图 1 所示。



(a) 数值计算模型　　(b) 桃形矿柱区域网格划分

图 1 无底柱分段崩落法扇形炮孔爆破数值计算模型

Fig.1 Numerical calculation model of fan-patterned holes blasting for sublevel caving method without sill pillar

为了更加接近现场真实情况,数值计算模型底部及左右两侧均施加无反射边界条件,其余部位为自由边界条件。此外,为了获得炸药爆炸后岩石单元的应力时程曲线,在矿岩内典型位置设计监测点,即孔口位置监测点和孔底位置监测点。

依据金川集团龙首矿西二采区崩落法采场的相关地质资料[17-18],数值模拟选择应用较为广泛且更加接近实际情况的材料本构模型,所选用的各种材料本构模型及其状态方程见表 1。

(1) 炸药。龙首矿西二采区崩落法采场扇形炮孔爆破采用 2# 岩石炸药。参考文献[16]至[18],采用 LS-DYNA 提供的高能炸药材料模型及状态方程模拟爆炸应力波传播过程。炸药爆破时产生的爆轰压力 P 由公式(1)进行计算[19],各参数取值见表 2。

$$P=A\left(1-\frac{\omega}{R_1V}\right)\mathrm{e}^{-R_1V}+B\left(1-\frac{\omega}{R_2V}\right)\mathrm{e}^{-R_2V}+\frac{\omega E'}{V} \tag{1}$$

式中:E'为内能常量;V 为相对体积,m^3;A、B、R_1、R_2、ω 为与炸药特性有关的参数。

表 1 材料模型定义关键字

Table 1 Keywords for defining material models

物质	材料模型	状态方程
炸药	MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN	EOS_JWL
ALE 空间	MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN	EOS_JWL
矿体	MAT_PLASTIC_KINEMATIC	—
空气	MAT_NULL	EOS_LINEAR_POLYNOMIAL

表 2 炸药及状态方程参数

Table 2 Parameters of explosive and state equation

密度/(kg/m³)	爆速/(m/s)	爆压/MPa	EOS_JWL				
			A/MPa	B/MPa	R_1	R_2	ω
1.20×10^3	3.3×10^3	8.2×10^3	8.65×10^5	1.39×10^3	4.60	1.15	0.3

(2) 矿岩。龙首矿西二采区崩落法采场岩体的力学性质差,属于破碎矿岩,参考矿山前期相关研究成果,同时充分考虑矿山崩落法采场的生产实际条件,选用理想弹塑性材料本构模型 MAT_PLASTIC_KINEMATIC 描述爆破荷载作用下的矿岩力学特性,矿岩的屈服强度按公式(2)进行计算[19],矿岩物理力学参数见表 3。

$$\sigma_y=\sigma_0+\beta E_p\varepsilon_{eff}^p \tag{2}$$

式中:σ_y 为屈服强度,MPa;σ_0 为初始屈服强度,MPa;E_p 为塑性硬化模量,GPa;ε_{eff}^p 为有效塑性应变。

其中,塑性硬化模量 E_p 由公式(3)进行计算。

$$E_p=\frac{E_tE}{E-E_t} \tag{3}$$

式中:E 为弹性模量,GPa;E_t 为切线模量,GPa。

表 3 矿岩的物理力学参数

Table 3 Physical and mechanical parameters of ore-rock

密度/(kg/m³)	动态抗压强度/MPa	动态抗拉强度/MPa	动态弹性模量/GPa	泊松比	失效应变
2.7×10^3	547	18.75	118	0.25	0.05

(3) 进路空气。崩落法采场回采进路内的空气以 LS-DYNA 自带的 MAT_NULL 材料模型及状态方程描述其压力与体积的相互关系,压力通过公式(4)进行计算[19],各参数取值见表 4。

$$\begin{cases}P_a=C_0+C_1\mu+C_2\mu^2+C_3\mu^3+(C_4+C_5\mu+C_6\mu^2)E_a\\ \mu=\dfrac{1}{V_a}-1\end{cases} \tag{4}$$

式中:P_a为空气的压力,MPa;ρ_a为空气的密度,kg/m³;C_0、C_1、C_2、C_3、C_4、C_5、C_6 为用户自定义参数;E_a为空气的初始内能,J;V_a为空气的初始体积,m^3。

表 4 空气材料模型及状态方程参数

Table 4 Air material model and the parameters of state equation

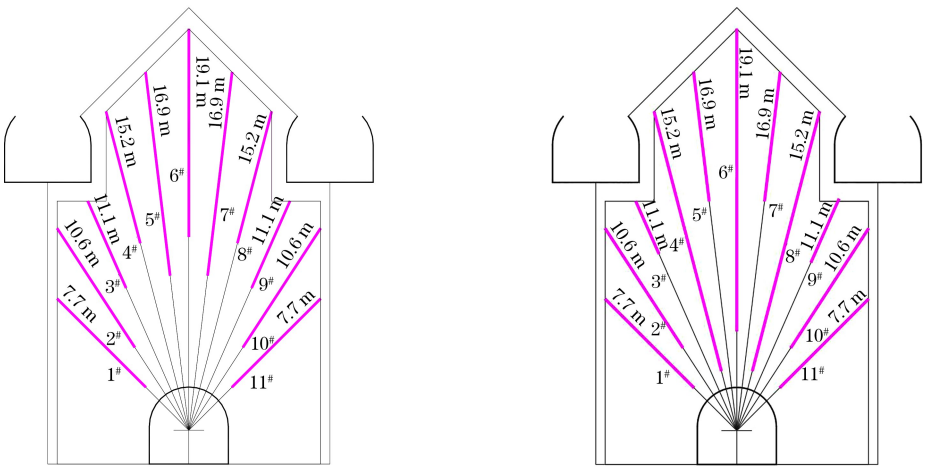
密度/(kg/m³)	EOS_LINEAR_POLYNOMIAL							
	C_0	C_1	C_2	C_3	C_4	C_5	C_6	V_a
1.18	1.65	1.92	-0.96×10^{-1}	0.00	0.40	0.40	0.00	1.00

2.2 孔口装药结构对爆破效果的影响

不同的装药形式会对扇形炮孔爆破时炸药爆炸能量分布及传播规律产生影响,进而影响矿岩爆破块度[20-21]。西二采区崩落法采场矿岩破碎,崩落法

生产过程中，眉线破坏问题较为突出，严重影响采场生产。为了解决这一问题，矿山曾采用孔口位置大面积不装药的装药结构形式，后来又试验了孔口“W”形交错装药结构形式，两种装药结构形式如图2所示。在图2中每排11个炮孔，从左至右编号为1#～11#炮孔，中心孔(6#孔)设计长度为19.1 m，1#～5#及11#～6#炮孔以中心孔为轴左右对称，设计长度依次为7.7 m、10.6 m、11.1 m、15.2 m、16.9 m。当采用孔口大面积不装药时，中心孔孔口预留8 m长不装药，1#～5#及11#～6#炮孔孔口不装药长度依次为1 m、3 m、6 m、8 m、6 m；当为孔口“W”形交错装药结构时，中心孔孔口不装药长度为3 m，1#～5#及11#～6#炮孔孔口不装药长度依次为1 m、3 m、8 m、1 m、10 m。

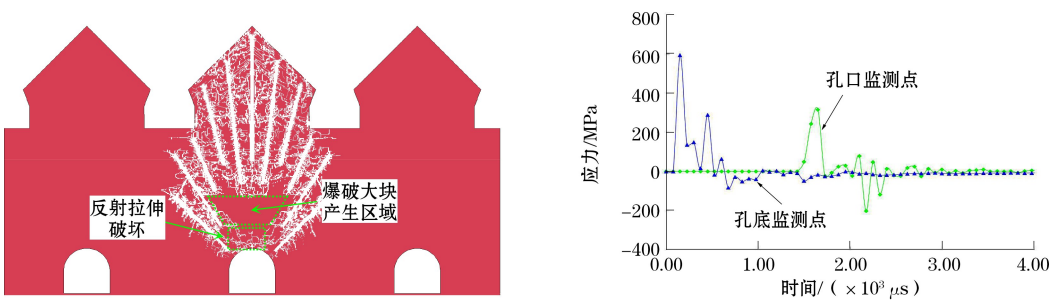
图3与图4分别为孔口大面积不装药与孔口“W”形交错装药结构条件下的爆生裂纹与应力时程曲线。



(a) 孔口大面积不装药　　(b) 孔口 “W” 形交错装药

图2　扇形炮孔的不同装药结构

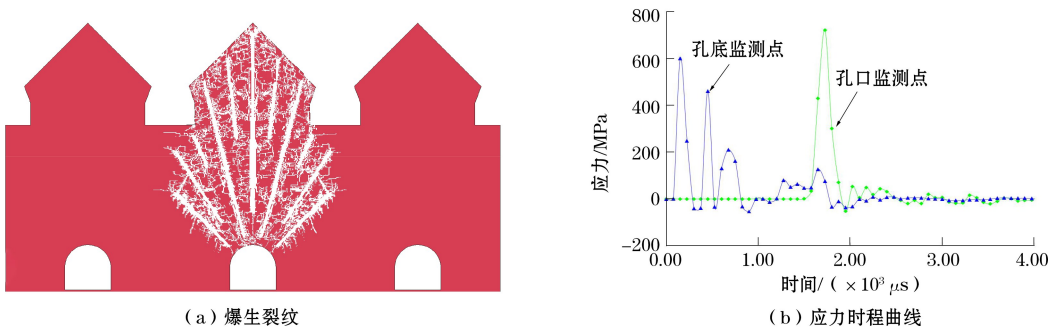
Fig.2　Different charge structure of fan-patterned boreholes



(a) 爆生裂纹　　(b) 应力时程曲线

图3　孔口大面积不装药爆破的爆生裂纹分布与应力时程曲线

Fig.3　Distribution of bursting crack and stress time history curves for blasting without charge in large area hole openings



(a) 爆生裂纹　　(b) 应力时程曲线

图4　孔口“W”形交错装药爆破的爆生裂纹与应力时程曲线

Fig.4　Burst crack and stress time history curves for blasting with “W” type staggered charge in hole openings

对比图 3(a)和图 4(a)可以看出,在孔口大面积不装药条件下,爆破后进路顶板上方会形成一个爆破“空白区域”,该区域内矿体未能被充分破碎,极有可能会形成爆破大块。进一步对比图 3(b)和图 4(b)可以看出,在孔口“W”形交错装药条件下,孔口位置监测点最大应力为 711 MPa,而在孔口大面积不装药条件下,孔口位置监测点最大应力仅为 315 MPa,这一应力值远小于岩石动态抗压强度,这正是造成孔口大面积不装药时出现大块的原因。若在爆破过程中大块未脱离矿岩母体,则在后续放矿过程中会导致正排炮孔上部崩落的矿石放出困难,而上一排的废石则会先于正排炮孔崩落的矿石放出,从而造成矿石提前贫化。由于采场矿岩极其破碎,节理裂隙发育,若大块在后续爆生气体强大推力的作用下,或在后续放矿过程中受放出矿石的连续冲击而发生脱落,大块并不会沿预计的爆破排面线发生破坏,而是极有可能在脱落过程中将下一排炮孔孔位部位破坏,从而造成眉线严重破坏。此外,需要指出的是,在孔口大面积不装药条件下,爆炸应力波传播至进路顶板处形成的反射波的范围较大,会在进路顶板形成一个圆形破坏区域,增大眉线破坏范围。

在孔口“W”形交错装药条件下,由于孔口附近药量的增加,爆炸应力波传播至孔口附近时会出现明显的应力叠加现象,由于叠加后的应力值远远超过矿岩动态抗压强度,岩石将被压碎破坏,孔口附近的矿石发生孔间横向击穿破坏,使得炮排破坏立面沿预定方向发展,从而减小对眉线部位的冲击破坏作用。此外,通过对比分析还可以看出,采用“W”形交错装药后,排面内炸药分布更加均匀,使得爆破后矿石块度也更加均匀。

综合以上分析可知,相较于孔口大面积不装药方案,孔口“W”形交错装药方案具有明显的优势,主要体现在以下几方面:其一,使炮排排面内炸药爆炸能量分布更加合理,矿石破碎更加均匀;其二,消除了孔口附近的爆破“空白区域”,抑制了孔口附近大块的产生,进而避免大块在爆生气体作用或矿石流动的冲击荷载作用下脱落时,对眉线部位造成严重的破坏;其三,减小了爆炸应力波传播至进路顶板处所形成的反射应力波的作用范围,孔口附近的矿石在炸药爆破作用下发生横向孔间击穿破坏,使得炮排破坏立面沿预定方向发展,从而能更好地保护眉线部位。

2.3 起爆位置对爆破效果的影响

根据岩石爆破理论,采用柱状装药时,起爆药包的位置决定了爆炸应力波的传播方向和爆轰气体的作用时间,进而对岩石爆破效果产生影响。根据起爆药包在炮孔中位置的不同,可将起爆方式分为孔口起爆、孔底起爆和多点起爆。结合龙首矿西二采区崩落法采场 1 595 m 分段和 1 580 m 分段扇形炮孔爆破的生产实践经验,本次模拟主要研究孔口起爆和孔底起爆对扇形炮孔爆破效果的影响。孔口起爆条件和孔底起爆下爆生裂纹分布如图 5 所示。



(a) 孔口起爆 (b) 孔底起爆

图 5 不同起爆位置时的爆生裂纹分布情况

Fig.5 Distribution of bursting crack for initiation at different positions

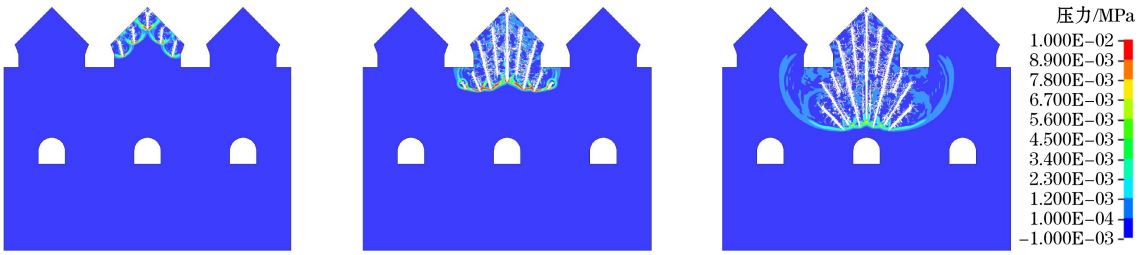
通过图 5 可以看出,当采用孔口起爆时,孔口附近岩石中爆生裂纹较多,导致在孔口附近出现一个过度粉碎破坏区。此外,由于孔口附近爆炸能量过于集中,会对进路巷道轴向方向上的岩体造成一定程度的破坏,从而造成眉线破坏。当采用孔底起爆时,炸药爆生裂纹分布相对较均匀。这是由于采用孔底起爆时,在爆炸应力波作用下所生成的裂纹会向下扩展,此时爆生裂纹在扩展过程中不容易发生堵塞,随后,爆生气体的作用能够得到充分发挥,促使爆生裂纹进一步扩展。然而,在孔口起爆条件下,炸药爆炸后,岩石在爆炸应力波作用下形成的爆生裂纹倾斜向上扩展,此时裂纹在扩展过程中容易被堵塞,而此时爆生气体的准静态作用很难得到发挥,从而会增加爆破大块的产生概率。采用孔口起爆

时,在爆炸应力波传播至自由面处生成的反射拉伸波的作用下,会过早地产生与自由面贯通的爆生裂纹,使炮孔中的爆生气体过早地外逸,进一步削弱了爆生气体的作用,降低爆破破碎效果,因此,在生产实践中,采用孔口起爆时容易出现矿石块度分布不均、小碎块和大块分化严重的现象。

综合以上分析可以看出,对于无底柱分段崩落法扇形炮孔而言,孔底起爆较孔口起爆在岩石破碎效果上具有较明显的优势,并且孔底起爆能够对眉线起到一定的保护作用。

2.4 排内微差爆破对爆破效果的影响

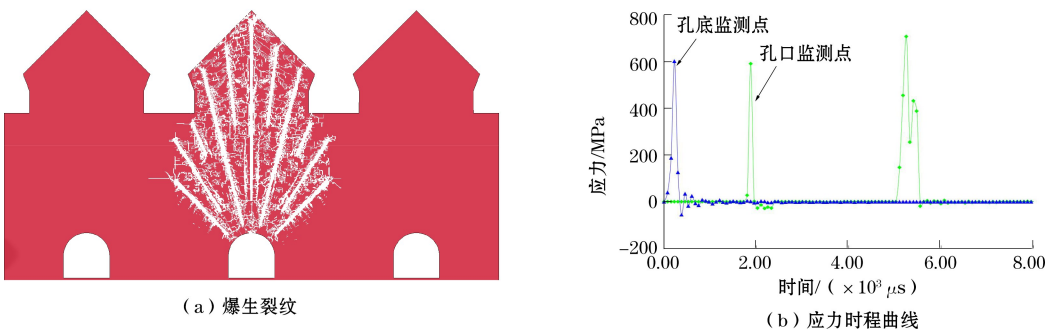
与同段齐发爆破相比,微差爆破由于不同炮孔内炸药起爆时间不同,其爆破条件必然会有所差异,因此爆破效果也必然不同。微差爆破的爆炸应力波演化云图如图 6 所示,爆生裂纹分布与应力时程曲线如图 7 所示。



(a) t=450 μs (b) t=1 500 μs (c) t=2 700 μs

图 6 排内微差爆破的爆炸应力波云图

Fig.6 Cloud diagrams of explosion stress wave for delay blasting in hole row



(a) 爆生裂纹 (b) 应力时程曲线

图 7 排内微差爆破的爆生裂纹分布与应力时程曲线

Fig.7 Distribution of bursting crack and stress time history curves for delay blasting in hole row

分析图 6 可以看出,在 11 孔扇形排面内采用 2 段微差爆破时,中间 5 个孔(4#、5#、6#、7#、8# 炮孔)先起爆后使炮孔周围矿岩发生破坏,从而能够为后爆的两侧边孔(1#、2#、3#、9#、10#、11# 炮孔)创造更多的自由面和补偿空间,而后爆孔爆破又可对先爆破区域的岩石产生二次破碎作用,从而能够减少产生爆破大块的概率。通过对比图 7(b)和图 4(b)可以看出,采用排内微差爆破时,孔口附近单元的应力时程曲线会出现两次波峰,第一次波峰是由先爆孔爆破后所产生的应力波传播至孔口附近时所产生的,第二次波峰则是由于后爆孔起爆后产生的应力波传播至孔口附近时,出现的应力叠加效应所引起的,且由于应力叠加效应,第二次波峰值较第一次更高,从而可以有效提高炮孔孔口附近矿石的破碎效果。

合理的爆破微差时间要统筹考虑应力波叠加效应和爆轰气体膨胀的共同作用。根据相关学者的研究[17-18,21],合理的微差间隔时间可采用公式(5)进行计算。

$$\Delta t=(2\sim5)\times10^{-3}\frac{W}{v_t} \tag{5}$$

式中:Δt 为微差间隔时间,ms;W 为最小抵抗线,m;v_t 为裂隙发展速度,m/s,$v_t=0.05c_p$,c_p 为压应力波传播速度,m/s。

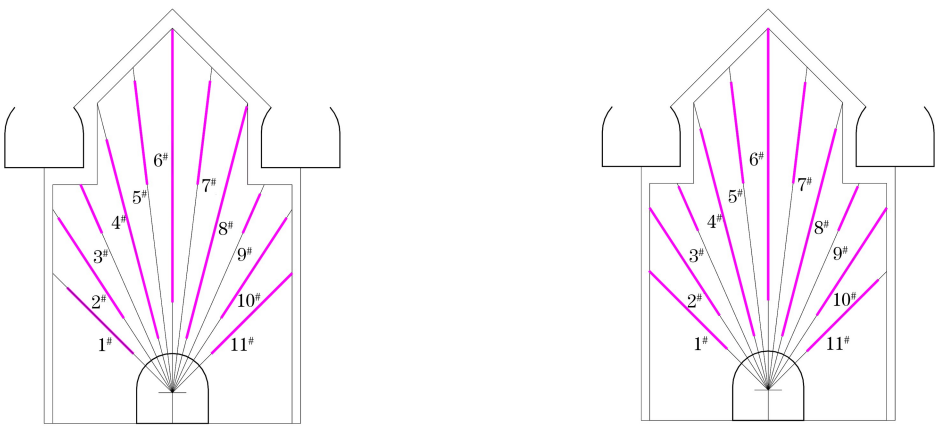
根据矿山相关资料,西二采区无底柱分段崩落法采场回采爆破最小抵抗线 W=2.2 m,并参考类似矿山,c_p 取 3 500 m/s。通过式(5)计算可得 Δt=25 ms,因此,建议西二采区无底柱分段崩落法扇形炮孔爆破微差间隔时间取 25 ms。

3 炮孔装药结构参数优化及工业试验

针对龙首矿西二采区崩落法采场扇形炮孔爆破存在的问题,根据破碎矿岩条件下起爆位置、装药结构和排内微差爆破对爆破效果影响的数值模拟研究结果,同时充分考虑现场作业特点,遵循以下 4 个原则对现有扇形炮孔爆破装药结构进行优化:第一,充分考虑无底柱分段崩落法扇形炮孔挤压爆破及在覆岩下放矿的特点,尽可能为爆破和放矿创造有利条件;第二,考虑到西二采区矿岩破碎的特点,在确保总药量充足的前提下,尽可能减少炮孔的线装药密度,避免排面内出现装药“空白区域”;第三,为避免扇形炮孔孔口附近矿岩过度爆破粉碎,孔口位置采取“W”形交错装药结构,同时可根据矿岩破碎程度的不同,对各炮孔堵塞长度进行适当调整;第四,为了保护后排炮孔的眉线,同时保证矿岩块度均匀性,在采用孔底起爆的基础上采用排内微差爆破,以减少同时同段起爆的药量,微差爆破时需要确保排内中间部位的炮孔先爆,随后再起爆两侧的炮孔。

优化后的扇形炮孔采用孔口“W”形交错装药结构,中心孔孔口不装药长度为 3 m,1# ~5# 及 11# ~6# 炮孔孔口不装药长度依次为 1 m、3 m、8 m、1 m、10 m,线装药密度为 5 kg/m,单排炮孔总装药量为 455 kg,炸药单耗为 0.38 kg/t,采用排内微差爆破,中间 5 个孔(即 4# ~8# 孔)采用 1 段雷管起爆,两侧 6 个孔(即 1# ~3# 和 9# ~11# 孔)采用 3 段雷管起爆。

根据西二采区崩落法采场 1 580 m 分段现场生产组织情况,选择在采场中矿岩条件较差的 8# 进路中的第 43 排炮孔和 9# 进路中的第 33 排炮孔开展现场爆破工业试验,各排炮孔的装药结构如图 8 所示,装药结构参数见表 5 和表 6。



(a) 8# 进路第 43 排炮孔 (b) 9# 进路第 33 排炮孔

图 8 现场爆破试验炮孔装药结构

Fig.8 Borehole charging structure of field blasting experiments

表 5 8# 进路第 43 排炮孔的装药结构参数

Table 5 Charging structure parameters of 43rd row boreholes in 8# drift

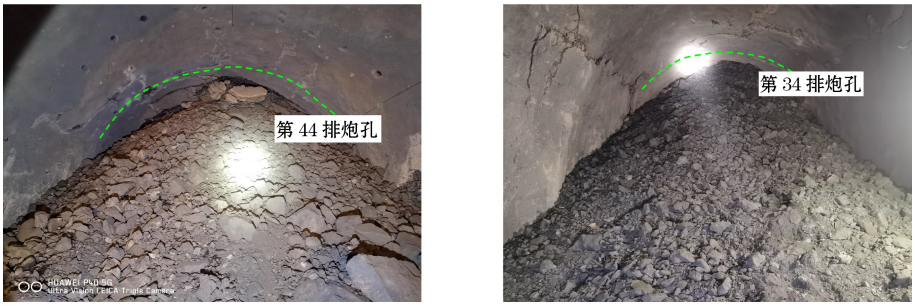
炮孔编号	炮孔深度/m		装药长度/m		雷管段位
	设计深度	实际深度	设计长度	实际长度	
1	7.7	7.7	6.7	6.5	3
2	10.6	10.6	8.6	7.6	3
3	11.1	11.0	3.1	3.0	3
4	15.2	14.0	14.2	13.0	1
5	16.8	16.0	6.9	6.0	1
6	19.1	19.1	16.1	16.1	1
7	16.8	16.0	6.9	6.0	1
8	15.2	14.0	14.2	13.0	1
9	11.1	11.0	3.1	3.0	3
10	10.6	10.0	8.6	7.0	3
11	7.7	7.0	6.7	6.0	3
合计	141.9	136.4	95.1	87.2	—

表 6 9# 进路第 33 排炮孔的装药结构参数

Table 6 Charging structure parameters of 33rd row boreholes in 9# drift

炮孔编号	炮孔深度/m		装药长度/m		雷管段位
	设计深度	实际深度	设计长度	实际长度	
1	7.7	6.5	6.7	5.5	3
2	10.6	10.0	8.6	7.0	3
3	11.1	11.1	3.1	3.0	3
4	15.2	13.0	14.2	12.0	1
5	16.8	16.0	6.9	6.0	1
6	19.1	19.0	16.1	16.0	1
7	16.8	16.8	6.9	6.8	1
8	15.2	15.0	14.2	14.0	1
9	11.1	10.5	3.1	3.0	3
10	10.6	10.0	8.6	7.0	3
11	7.7	7.7	6.7	6.0	3
合计	141.9	136.1	95.1	86.3	—

通过表5和表6可以看出，两排炮孔的完整率(炮孔实际深度/炮孔设计深度)均达到了0.96，炮排的实际装药量达到了设计装药量的0.92，满足现场工业性试验的要求。现场工业试验的爆破效果如图9所示。



(a) 8#进路第43排炮孔　　(b) 9#进路第33排炮孔

图9　装药结构优化后的爆破效果

Fig.9　Field effects of optimized blasting scheme

从图9可以看出，采用优化后的炮孔装药结构后，矿石爆堆形态呈锥状分布，且爆堆集中，经现场实测，崩落后的矿石爆堆自然安息角约为35°～45°。崩落的矿石块度较均匀，且崩落后的矿石块以0.1～0.3 m的中小块为主，大块率大幅降低。同时可以看出，采用优化的装药结构之后，眉线位置保留完好，后方炮孔孔口部位均未被破坏，且未被爆堆掩埋，不会对后排炮孔装药造成不利影响。随后，将优化后的扇形孔爆破炮孔装药结构参数在现场进行推广使用。经统计，西二采区崩落法采场7#、8#、9#和12#进路在采用优化后的装药结构参数后，矿石回收率由67.2%提升至91.4%，矿石回收率提高了约36%，矿石贫化率由原来的19.4%降低至13.3%，矿石贫化率降低了约31%，大块率降低了52%，眉线破坏的情况显著减少。

4　结论

(1) 在破碎矿岩条件下，孔口大面积不装药结构会造成眉线破坏情况加剧，还会带来爆破块度不均匀以及矿石过早贫化等问题，从而影响矿石回采效果，此外排内炮孔同段起爆以及孔口起爆方式也均不利于眉线的保护。

(2) 优化后的孔口“W”形交错装药结构能够使扇形炮孔中炸药爆炸能量分布更加均匀，降低爆破大块率，并能减小爆炸应力波传播至巷道处所形成的反射应力波的作用范围，孔口附近矿石在炸药爆破作用下发生横向孔间击穿破坏，使得炮排破坏立面沿预定方向发展，从而减小对眉线的破坏，因此破碎矿岩条件下推荐采用孔口“W”形交错装药结构。

(3) 现场试验结果表明，在龙首矿西二采区破碎矿岩条件下，采用“W”形交错装药结构、孔底起爆、排内分段微差爆破等措施后，有效改善了扇形炮孔的爆破效果，使矿石回采率提高了约36%，贫化率降低了约31%，大块率降低了52%，且有效地减小了眉线的破坏。

参考文献(References)：

[1] 张志贵，陈星明，叶青，等.大结构参数无底柱分段崩落法在缓倾斜中厚矿体中的应用[J].金属矿山，2015(8)：1-5.
ZHANG Zhigui, CHEN Xingming, YE Qing, et al. Application of sublevel caving with larger parameters in gently inclined mid-thick ore-body[J].Metal Mine,2015(8):1-5.

[2] 任凤玉，明旭，李海英，等.海南铁矿倾斜中L厚矿体开采方案优化研究[J].矿业研究与开发，2021，41(11)：1-4.
REN Fengyu, MING Xu, LI Haiying, et al. Study on mining scheme optimization of inclined medium-thick orebody in Hainan Iron Mine[J]. Mining Research and Development,2021,41(11):1-4.

[3] 谭宝会，胡颖鹏，张志贵，等.无底柱分段崩落法采场结构参数：发展现状、确定方法及存在的问题[J].化工矿物与加工，2022，51(11)：52-64.
TAN Baohui, HU Yingpeng, ZHANG Zhigui, et al. Development status and determination method and existing problems of stope structure parameters in sublevel caving without sill pillar[J]. Industrial Minerals & Processing, 2022,51(11):52-64.

[4] 丁航行，牛伦，孙明志，等.基于PFC的无底柱分段崩落法崩矿步距优化[J].中国矿业，2019，28(3)：82-86.
DING Hangxing, NIU Lun, SUN Mingzhi, et al. Optimization of blast rings space of non-pillar sublevel caving method based on PFC[J]. China Mining Magazine, 2019,28(3):82-86.

[5] ADAMS K K, CHEN T, SAINOKI A, et al. On the merits of modified sublevel caving mining method : a case study [J]. Archives of Mining Sciences,2023,68(4):543-569.

[6] REN F Y, SOW T A M, HE R X, et al. Optimization and application of blasting parameters based on the “pushing-wall” mechanism[J]. International Journal of Minerals Metallurgy and Materials,2012,19:879-885.

[7] 何建元,马国虎,梁博,等.破碎矿体条件下扇形孔爆破块度优化措施研究与实践[J].矿业研究与开发,2023,43(12):24-28.
HE Jianyuan, MA Guohu, LIANG Bo, et al. Research and practice on optimization measures of ore block sizes in fan-shaped blasting under the condition of broken ore body[J]. Mining Research and Development,2023,43(12):24-28.

[8] YI C P, SJOBERG J, JOHANSSON D. Numerical modelling for blast-induced fragmentation in sublevel caving mines[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2017,68:167-173.

[9] 何荣兴,任凤玉.无底柱分段崩落法爆破效果对矿石损失贫化的影响[J].矿业研究与开发,2012,32(6):17-19+100.
HE Rongxing, REN Fengyu. Influences of blasting effect on ore loss and dilution in non-pillar sublevel caving[J]. Mining Research and Development,2012,32(6):17-19+100.

[10] 何荣兴,任凤玉,宋德林,等.无底柱分段崩落法崩矿步距优化方法及应用[J].矿业研究与开发,2015,35(8):1-4.
HE Rongxing, REN Fengyu, SONG Delin, et al. Optimization and application on caving space of non-pillar sublevel caving method [J]. Mining Research and Development,2015,35(8):1-4.

[11] 郑晓硕,王剑,周乃松.无底柱分段崩落法中深孔爆破参数试验[J].爆破,2009,26(1):50-53.
ZHENG Xiaoshuo, WANG Jian, ZHOU Naisong. Serial blasting crate tests confirm medium-length hole blasting parameter of non-pillar sublevel caving method[J]. Blasting, 2009,26(1):50-53.

[12] 周宗红,刘剑,许敏捷,等.云南金平长安金矿中深孔凿岩爆破参数优化研究[J].化工矿物与加工,2021,50(4):9-13.
ZHOU Zonghong, LIU Jian, XU Minjie, et al. Optimization of drilling and blasting parameters for medium and long holes in Jinping Chang'an Gold Mine, Yunnan[J]. Industrial Minerals & Processing,2021,50(4):9-13.

[13] 张秀华,周宗红,丁文俊,等.长安金矿无底柱分段崩落法首采中段损失贫化控制方法[J].有色金属(矿山部分),2023,75(1):20-25.
ZHANG Xiuhua, ZHOU Zonghong, DING Wenjun, et al. Depletion control method for loss in the middle section of first mining by bottomless column segmental crumbling method at Chang'an gold mine[J]. Nonferrous Metals (Mining Section),2023,75(1):20-25.

[14] 李艳刚,马鸿录,郭元华.大梁矿业中深孔爆破参数优化研究[J].采矿技术,2021,21(2):135-138.
LI Yangang, MA Honglu, GUO Yuanhua. Study on optimization of deep hole blasting parameters in Daliang mining industry[J]. Mining Technology, 2021, 21(2): 135-138.

[15] 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.

[16] 邓红卫,杨懿全,高峰,等.基于 LS-DYNA 的扇形中深孔逐孔起爆段别优化[J].振动与冲击,2017,36(11):140-146.
DENG Hongwei, YANG Yiquan, GAO Feng, et al. Optimization of millisecond parameters for hole by hole initiation in fan-shape deep holes based on LS-DYNA[J]. Journal of Vibration and Shock,2017,36(11):140-146.

[17] 莫超,陈星明,贾达.某矿无底柱分段崩落法深孔爆破参数数值模拟研究[J].化工矿物与加工,2020,49(2):8-11+23.
MO Chao, CHEN Xingming, JIA Da. Numerical simulation of deep hole blasting parameters in sublevel caving method in a mine[J]. Industrial Minerals & Processing, 2020, 49(2):8-11+23.

[18] 李明润.破碎矿体扇形炮孔眉线破坏机理及保护措施研究[D].绵阳:西南科技大学,2024.
LI Mingrun. Study on failure mechanism and protection measures of fan-shaped holes brow line of broken orebody[D]. Mianyang: Southwest University of Science and Technology,2024.

[19] 白金泽.LS-DYNA3D 理论基础与实例分析[M].北京:科学出版社,2005.
BAI Jinze. Theoretical basis of LS-DYNA3D and case analysis[M]. Beijing: Science Press,2005.

[20] 戴俊.爆破工程[M].北京:机械工业出版社,2021.
DAI Jun. Blasting engineering[M]. Beijing: China Machine Press,2021.

[21] 周传波,蒋楠,夏开文,等.岩石爆破动力作用机理与响应特征[M].北京:科学出版社,2016.
ZHOU Chuanbo, JIANG Nan, XIA Kaiwen, et al. Dynamic action mechanism and response characteristics of rock blasting[M]. Beijing: Science Press,2016.