

扇形中深孔采场边帮控制爆破技术及应用

温 晨^{1,2,3}, 黄 敏^{1,2,3}, 邱贤阳⁴

(1. 低品位难处理黄金资源综合利用国家重点实验室; 2. 紫金矿业集团股份有限公司;
3. 紫金(长沙)工程技术有限公司; 4. 中南大学资源与安全工程学院)

摘要:地下矿山中深孔爆破开采活动中,扇形中深孔爆破因其采准工程量小、结构简单、回采效率高、成本低等优点成为中厚矿体回采的重要方式之一。然而,大多数扇形孔采场爆破并未考虑采场的边帮控制问题,而复杂环境下的扇形孔采场爆后边帮结构极不平整,对生产安全和经济效益影响较大。以某铜矿为工程背景,采用理论分析和现场试验等研究方法对采场边帮控制爆破问题进行研究,在原采矿方法基础上,通过调整采场结构改善布孔方式,设计一种双控帮扇形中深孔分条空场嗣后充填采矿法,可以有效改善采场边帮及采场内部的炸药能量分布;并融入光面爆破的思想。经计算,36 mm装药直径所匹配的炮孔间距为0.8 m;采用孔外延期方式的逐孔起爆网络,并对其关键技术进行解释,单次起爆可达7排,保证了生产效率。在现场1000-1-4采场开展工业试验,回采后的边帮较为平整,较好地验证了研究结论的正确性。

关键词:扇形中深孔;采场结构;控制爆破;光面爆破;逐孔起爆;不耦合装药;分条空场嗣后充填采矿法

中图分类号:TD235

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2025)03-0044-06

doi:10.11792/hj20250308

引 言

随着国民经济发展,矿产资源需求日益增加,为满足日益增长的矿产资源需求,矿产资源的开采亟须向着更加高效、更高经济性的方向发展^[1]。爆破开采是金属矿山开采的必要手段,其生产效率也决定着采矿的生产效率。扇形中深孔爆破因其采准结构简单、工程量较小、生产规模大、成本低等优点被广泛应用于中厚矿体的开采^[2]。然而,扇形炮孔的特殊布置结构势必会导致采场轮廓不平整,尤其是采场两侧边帮的超/欠挖比较严重,对生产的安全性、经济性造成较大影响。因此,如何通过爆破手段来保证扇形中深孔采场边帮结构的平整对生产安全及生产效率的提高具有重要意义。

包含光面爆破技术和预裂爆破技术在内的工程控制爆破技术作为目前常用的轮廓控制技术,可以有效减少超/欠挖值,降低围岩所受的爆破损伤。李向平等^[3]提出了采用周边孔水袋填塞的间隔装药方法的隧道仰拱部位光面爆破技术,有效降低了隧道仰拱轮廓的超挖;张建国等^[4]在武隆隧道施工过程中通过现场试验确定周边孔采用导爆索空气间隔装药结构方法的超挖量最低;张光辉等^[5]通过数值模拟采用断

裂力学模型分析了轮廓爆破中单孔装药量的影响,认为单孔装药量越少,爆破产生的孔间裂缝数量越少;余绍山等^[6]使用LS-DYNA软件模拟了光面爆破中设置空孔时裂纹的扩展规律,发现偏向空孔的导向效应更佳,爆后超/欠挖值明显下降,爆破振速也有效降低;田兴朝等^[7]通过对现场试验工作的总结发现,在隧道工程中周边孔以小于3°的斜率向断面外倾斜可以有效控制超挖值。控制爆破技术在隧道工程中应用较为成熟,众多学者从炮孔施工方式、装药结构及爆破器材方面对轮廓控制技术进行了研究^[8-11]。

在地下采场的轮廓控制相关研究中,黄治成^[12]通过数值模拟和现场试验的方法对采场轮廓控制爆破的方案进行了优化;朱兆文等^[13]在新城金矿通过预裂成缝方法控制了采场的轮廓;黄小彬^[14]依托紫金山金铜矿回采爆破控制技术课题对VCR采场的装药结构进行分析,并通过现场试验验证了空气间隔装药控制采场边帮的可行性;赵兴东等^[15]研究了三山岛金矿采场拉槽区在不同爆破参数下的矿岩损伤演化规律,确定了最优抵抗线,以获得更高质量的切割槽。

控制爆破技术在隧道工程及金属矿山地下采场的开采中应用较为广泛,然而其更多应用在平行中深孔采场及施工平行孔的采场切割槽部位,几乎没有文献对生产能力更大、经济性更好的扇形中深孔采场的

收稿日期:2024-09-01; 修回日期:2024-10-30

基金项目:“十四五”国家重点研发计划项目(2022YFC2904602);广西重点研发计划项目(2022AB31023)

作者简介:温 晨(1998—),男,助理工程师,硕士,从事控制爆破及岩层控制研究工作;E-mail:1398448249@qq.com

边帮控制问题进行研究^[16-17]。本文采用经验类比、理论分析和现场试验相结合的方法,从采准工程布置、炮孔装药结构和起爆网络 3 个方面对扇形中深孔采场边帮的控制问题进行研究,在不舍弃扇形炮孔优势的条件下,实现对采场边帮的控制,以保证生产的安全性和经济性,为相似工程提供参考。

1 工程概况

某铜矿主要有主矿体和东南矿体。其中,东南矿体位于主矿体南东方向约 7 km。矿区东西长 6 km,南北宽 5 km,面积 30 km²。矿体赋存在一套浅变质的泥质、砂质板岩中,呈层状产出,与围岩一起经受褶皱,总体走向北西,基本与褶皱轴向一致,倾向北东,

倾角 5°~55°。其中,0 勘探线—59 勘探线矿体倾角 0°~30°。在矿体局部地段(低洼地段)产状有所变化,矿体沿走向、倾向延伸较稳定,矿体赋存深度 506~1 080 m。其中,北采区矿体平均厚度 20 m,平均倾角 20°,属于典型的缓倾斜中厚矿体,采用上向扇形中深孔分条空场嗣后充填采矿法(如图 1 所示)回采。矿体顶板上盘为石英岩夹泥岩,石英岩稳固,偶有节理发育部位或泥岩则会出现滑落现象。矿体位于矿化板岩中下盘,一部分矿体的直接顶板仍为矿化板岩,矿化板岩稳固性较差,因此采场需要布置支护巷道对采场顶部进行支护,而开采后的采场边帮矿体不受支护,特别是超/欠挖所产生的悬空矿体给出矿安全带来较大影响。

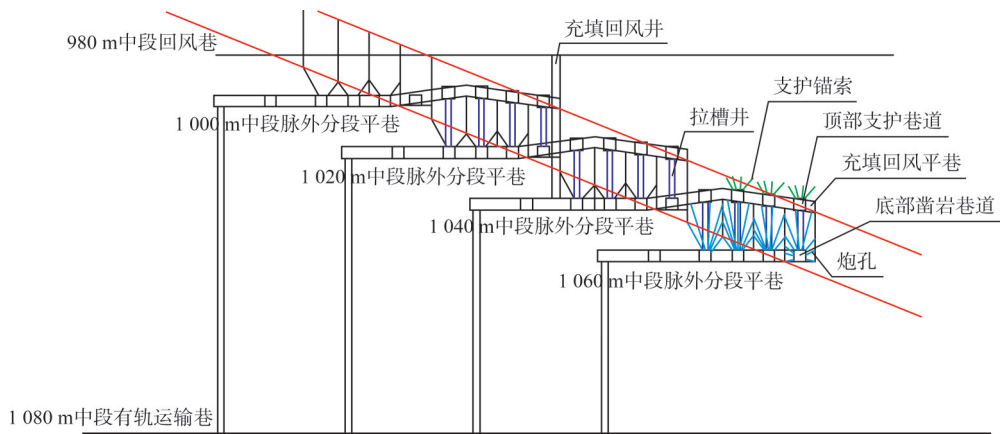


图 1 上向扇形中深孔分条空场嗣后充填采矿法示意图

Fig. 1 Schematic diagram of the upward fan-shaped medium-long hole strip open-stope mining method with subsequent backfilling

2 采场结构优化及关键技术研究

2.1 底部凿岩巷道和顶部支护巷道工程优化

扇形中深孔采场由于其炮孔的特殊结构,炸药在起爆后能量无法均匀地分布在采场两侧边帮,在每个炮孔的孔底处炸药能量较大,超挖部分就出现在这些地方,而 2 个炮孔的孔底中间位置由于受到的能量较小,则会出现一定的欠挖(如图 2 所示)。

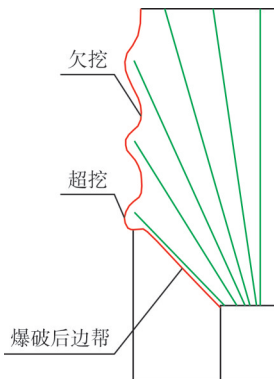


图 2 常规扇形中深孔采场边帮爆破后示意图

Fig. 2 Schematic diagram of the stope sidewall after conventional fan-shaped medium-long hole blasting

解决常规扇形中深孔采场边帮爆后超/欠挖问题的方法是使炸药爆炸冲击荷载均匀分布到采场边帮,而这是平行中深孔采场爆破的优势,但扇形中深孔采场的采准工程量更小,生产能力大,成本更低^[18]。因此,可以将二者的优点有机结合,以实现安全高效地回采。该矿山矿体较为破碎,在开采之前需要在采场顶部布置支护巷道以施工锚索,提前对矿体顶板进行支护。从图 1 可以看出,顶部支护巷道和底部凿岩巷道均布置在采场的中部。因此,在原采矿方法的基础上进行优化,提出一种双控帮扇形中深孔分条空场嗣后充填采矿法(如图 3 所示),调整凿岩巷道和支护巷道的位置,也就是将凿岩巷道和支护巷道分别布置在靠近采场边帮的两侧,这样可以在靠近采场边帮施工平行中深孔,以使得边帮所受的能量更为均匀。

该采场高度为 20 m、宽度为 12.5 m、长度为 80 m(双侧),巷道的尺寸均为 4.5 m×4.5 m。从图 3-a)可以看出:在矿房采场利用调整后的凿岩巷道和支护巷道分别施工上向扇形中深孔和下向扇形中深孔,并且临边帮炮孔及巷道中心布置 2 排平行中深孔,上向炮

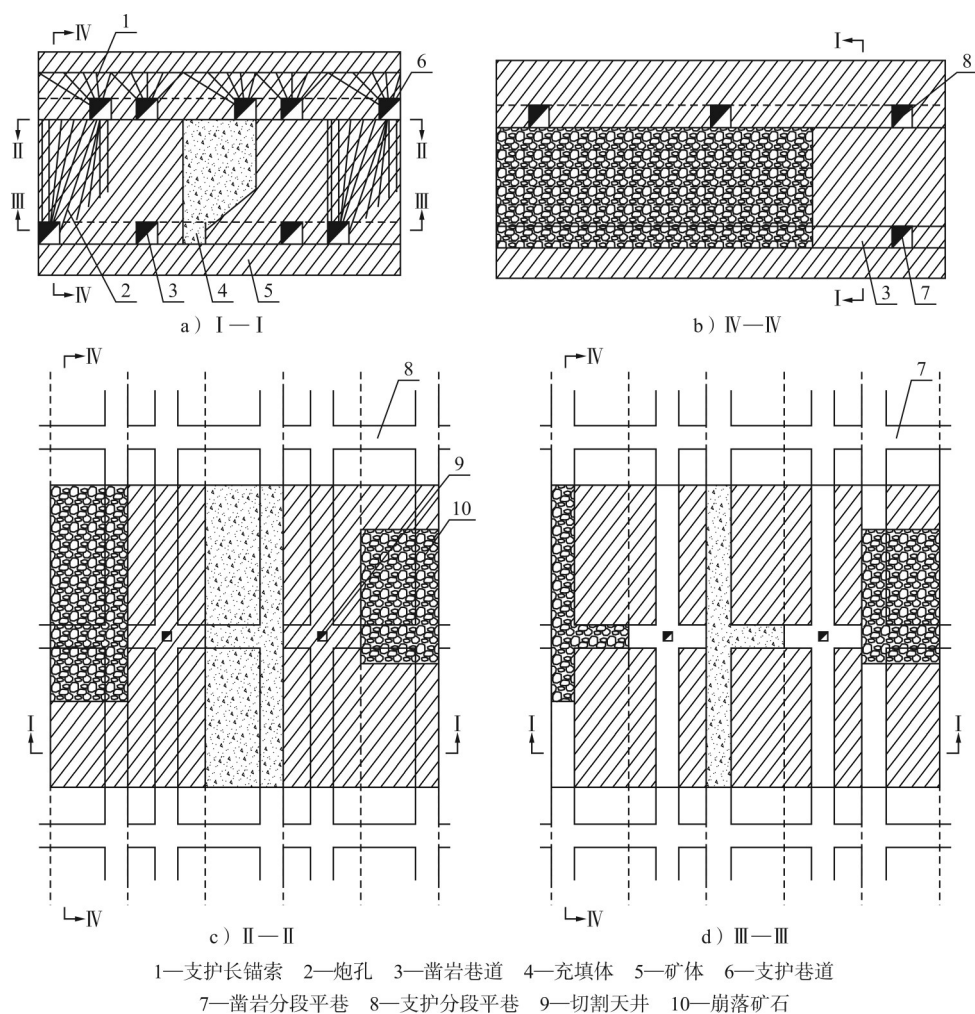


图3 双控帮扇形中深孔分条空场嗣后充填采矿法示意图

Fig. 3 Schematic diagram of the double-controlled sidewall fan-shaped medium-long hole strip open-stope mining method with subsequent backfilling

孔和下向炮孔中心对称。这种布置相比于常规上向扇形中深孔所需要的炮孔数量更少,崩矿能量也更为均匀,边帮也可以均匀分摊爆炸冲击能量。上向炮孔直接施工到顶板,而下向炮孔孔底连线呈 45° ,为矿体自然安息角,以便崩落矿石滚落到巷道内。

2.2 不完全光面爆破技术

光面爆破技术是指采用不耦合装药降低孔壁受到的爆破冲击荷载以消除爆炸粉碎区的一种方法,同时由于单孔药量减少,其孔距也相应减少,常应用于施工技术要求严格的隧道、巷道掘进工程。光面爆破技术不仅可以获得更为平整的轮廓面,而且可以有效降低围岩受到的爆炸冲击损伤,有利于维护周边岩体的稳定性。该矿山矿化板岩稳定性较差,导致开挖后采场边帮稳定性较差,超/欠挖产生的悬空矿体在垂直方向上没有支撑,从而对出矿安全造成较大影响。因此,将光面爆破技术应用于该矿山的开采,既可以有效降低超/欠挖现象,又可以降低炸药冲击对边帮岩体的损伤,有效提高采场边帮的稳定性,为生产安

全提供保障。

对采场结构进行了优化,通过调整巷道位置使得临边帮炮孔可以平行布置,以改变采场边帮所受爆炸能量的分布,这也为使用光面爆破提供潜在条件。考虑到光面爆破所施工的光面孔孔距特别小,炮孔数量较多,成本相对较高,而采场边帮并没有隧道轮廓那么高的要求,提出一种不完全光面爆破方法,其是指通过采用不耦合装药结构,缩小炮孔间距,以达到获得更为平整轮廓面,但又不追求完全消除粉碎区的一种方法。

2.2.1 装药结构

该矿山采用Getman A64 E*C装药台车向炮孔灌入混装乳化炸药,只能通过孔内插入PVC管来实现不耦合装药结构,PVC管的直径为40 mm,内径为36 mm,装药结构如图4所示。其中,边帮炮孔结构中,PVC管并没有插入孔底,这是为了增强孔底的药量以抵抗跟脚的夹制。

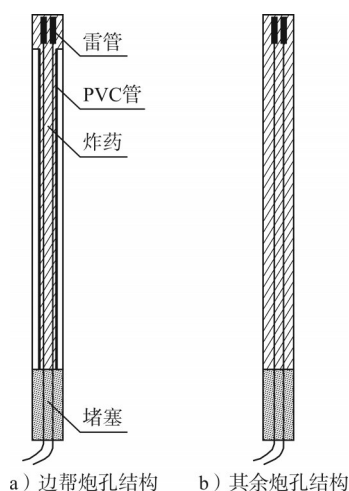


图4 炮孔装药结构示意图

Fig. 4 Schematic diagram of the borehole charge structure

2.2.2 炮孔间距

炮孔间距采用断裂力学的方法计算,考虑到雷管起爆误差,相邻炮孔很难做到同时起爆,也就不存在应力波叠加效应。以这种假设为前提,考虑到后起爆孔对先起爆孔的空孔应力集中效应,认为炮孔间距等于先起爆孔在其周围产生的裂隙长度(l_p)加上应力集中效应在后起爆孔周围产生的裂纹长度(l_{pp}),再加上后起爆孔的半径(r)。计算整合公式如下:

$$l = R \left(\frac{\sqrt{2} Y \sigma_{cd}}{B \sigma_t} \right)^{1/(2-\lambda)} + r + l_{pp} \quad (1)$$

其中:

$$\begin{cases} \lambda = \mu_d / (1 - \mu_d) \\ Y = \lambda (1 + 2\chi^2) + \chi^2 \\ B = \sqrt{(1 + \lambda)^2 - 2\mu_d (1 - \lambda)^2 (1 - \mu_d) + (1 + \lambda^2)} \\ \chi = r / (r + l_{pp}) \\ R = r \left(\frac{BK^{-2\vartheta} n \rho_e v_d^2}{2\sqrt{2} (1 + \gamma) \sigma_{cd}} \right)^{1/(2+\lambda)} \end{cases} \quad (2)$$

式中: l 为炮孔间距(m); R 为粉碎区半径(mm); σ_{cd} 为岩石动态抗压强度(Pa); σ_t 为岩石的抗拉强度(Pa); μ_d 为岩石动态泊松比; K 为不耦合系数; ϑ 为空气膨胀平均绝热指数; n 为炮孔压力增大系数; ρ_e 为炸药密度(kg/m^3); v_d 为炸药爆速(m/s); γ 为炸药绝热指数。

岩石动态抗压强度一般为单轴抗压强度的10倍,本文取1.3 GPa;岩石的抗拉强度为14.5 MPa;岩石动态泊松比一般为静态泊松比的0.8倍,本文取0.184;不耦合系数为2.11;空气膨胀平均绝热指数一般取1.4^[19];炮孔压力增大系数一般取10^[2];炸药的密度和爆速分别为1 150 kg/m^3 和4 000 m/s。因此,经计算,裂纹长度(l_{pp})一般为0.5 ~ 1.0 cm^[20]。

通过计算,最小抵抗线为0.84 m,根据现场采场

破碎程度,排距一般为2.2 ~ 2.4 m,本文布置的边帮炮孔间距为0.8 m。因此,经计算,粉碎区半径为56 mm,这个范围对于36 mm的炮孔直径来说已经可以满足采场的边帮轮廓需求。

2.2.3 炮孔布置

通过计算,边帮炮孔间距为0.8 m,当排距为2.4 m时,在两排之间靠边帮左右两侧各加2个孔,具体布置形式如图5所示。

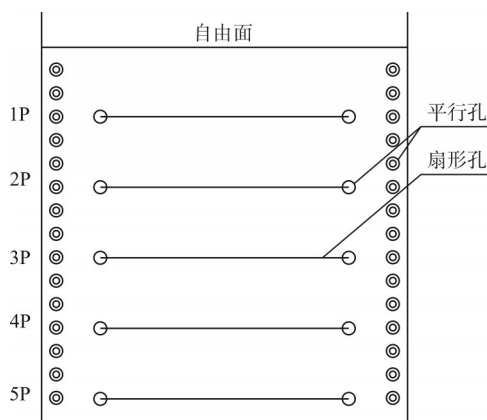


图5 炮孔布置示意图(俯视图)

Fig. 5 Plan view of borehole arrangement

3 逐孔起爆网络

在采场爆破工程中,为了保护地下工程结构,通常采用微差爆破以降低爆破振动,在每个炮孔内插入不同延期的雷管,避免所有炮孔内炸药同时起爆而导致爆破振动峰值叠加问题。然而在扇形孔采场,炮孔数量较多但段位有限,如果通过炮孔内雷管段位的布置来实现延期势必导致单次爆破排数较少,且多次爆破对采场的稳定性影响也较大。

本次采用逐孔起爆技术,该起爆网络中,所有炮孔内均放入500 ms延期的导爆管雷管,通过在孔外采用17 ms、25 ms和67 ms的导爆管雷管来控制每个炮孔的起爆时间。需要注意的是,为了保证起爆网络的稳定(防止导爆管被飞石切断),所有孔外雷管起爆时间应该在孔内雷管起爆之前。此次,孔内雷管的延期时间为500 ms,那么一次起爆最多可达7排。另外,排间延期时间67 ms需要大于单排内的最大延期时间42 ms(25 ms+17 ms)。

由于凿岩巷道和支护巷道均布置了炮孔,因此在设计起爆网络时需要在凿岩巷道和支护巷道分别布置起爆网络,并且接入井下起爆系统同时起爆,起爆网络布置如图6所示。

4 工业试验

选取该铜矿1000-1-4采场开展工业试验,由于支护水平仍有矿体赋存,因此在支护水平(980 m

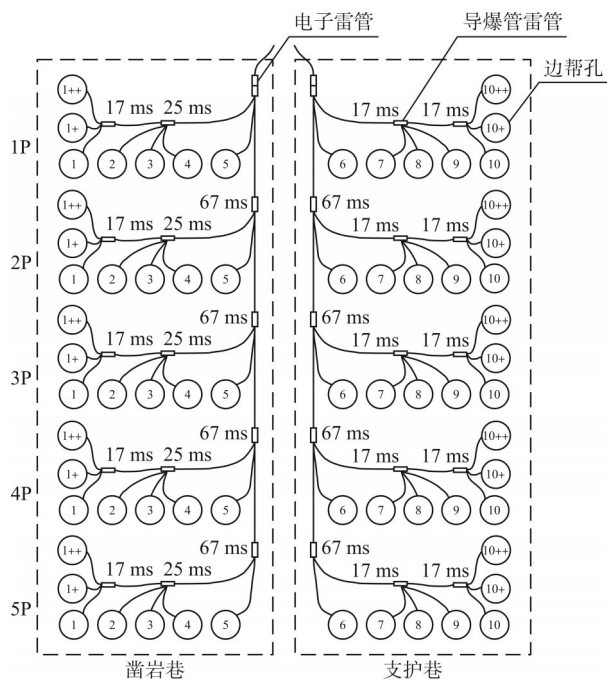
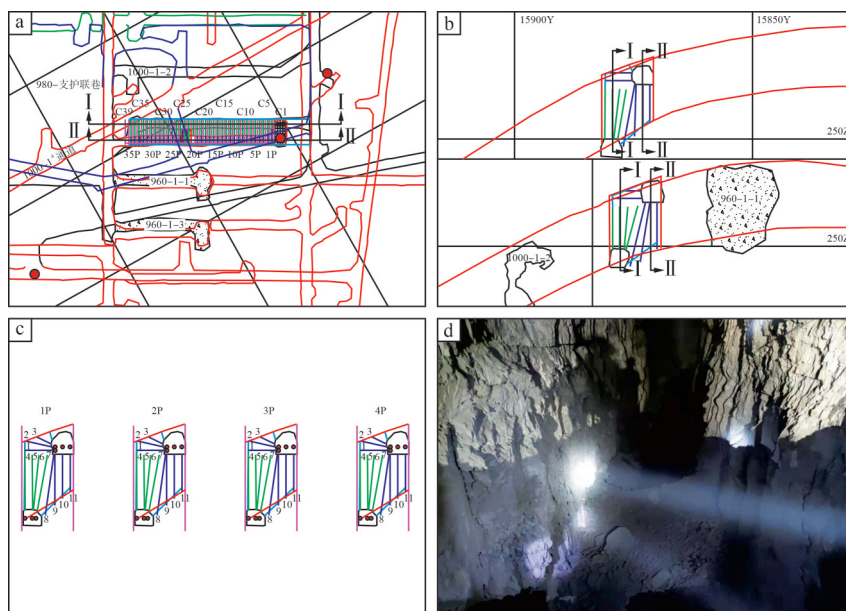


图6 逐孔起爆网络示意图

Fig. 6 Schematic diagram of the hole-by-hole initiation network



a—中深孔和锚杆布置图 b—采场切面图 c—炮孔切面图 d—边帮效果图

图7 1000-1-4采场凿岩设计及爆破效果(部分)

Fig. 7 Drilling design and blasting effect (partial) of Stope 1000-1-4

匀,能量利用率更高。

3)应用控制爆破技术,边帮孔插入直径40 mm PVC管(内径36 mm)以实现不耦合装药,通过理论计算确定边帮炮孔间距为0.8 m。

4)采用逐孔起爆技术降低爆破振动,仅使用17 ms、25 ms、67 ms和500 ms的延期雷管控制起爆网络,在保证起爆网络稳定起爆的前提下,最大起爆排数可达7排,保证了生产效率。

5)在现场开展工业试验,采用双控帮扇形中深孔分条空场嗣后充填采矿法及逐孔起爆网络可以控制

水平)布置个别水平炮孔,不直接延长凿岩巷道的上向炮孔是因为该矿山施工炮孔的偏斜率较大。总体设计参照本文研究,采场出矿后边帮控制效果较好,几乎没有悬空岩石,保证了生产安全。采场凿岩设计及爆破效果如图7所示。

5 结论

国内外地下金属矿山扇形中深孔采场边帮控制爆破技术方面的相关研究较少,良好的采场边帮可以保证生产安全及经济效益。本文以矿岩稳固性较差的某铜矿为背景,通过对采场结构优化及工业试验得出以下结论:

1)提出一种双控帮扇形中深孔分条空场嗣后充填采矿法,通过调整凿岩巷道和支护巷道位置便于临帮施工上向及下向垂直孔,以改善采场边帮所受爆炸能量分布。

2)上向扇形炮孔和下向扇形炮孔呈中心对称布置,相较于常规扇形中深孔,其炸药能量分布更加均

采场的边帮,有效降低了超/欠挖,边帮较为平整,验证了其可行性。

[参考文献]

- [1] 宋锦泉,汪旭光,段宝福.中国工程爆破发展现状与展望[J].铜业工程,2002(3):6-9.
- [2] 温晨.深井扇形中深孔破碎采场边帮控制爆破技术研究[D].长沙:中南大学,2023.
- [3] 李向平,龚伟毅,张震.隧道仰拱部位光面爆破技术及工程应用[J].爆破,2023,40(2):69-74.
- [4] 张建国,杨文,拜晓亮,等.粉砂质页岩隧道周边孔装药结构及装药量对爆破效果影响研究[J].爆破,2024,41(1):85-91.
- [5] 张光辉,张家托,王洋,等.装药结构对硬质岩隧洞轮廓成型效果的影响研究[J].爆破,2024,41(2):15-22,169.

- [6] 余绍山,王薇,李姚伟奇.周边眼偏位空孔爆破设计优化研究与应用[J].铁道科学与工程学报,2024,21(4):1 509-1 520.
- [7] 田兴朝,陶铁军,娄乾星,等.白竹山隧道爆破超挖原因分析与控制研究[J].工程爆破,2022,28(5):60-66.
- [8] 辛鹏飞,关福晨,郝春晖,等.装药结构与孔内延期对露天深孔爆破振动影响研究[J/OL].黄金,1-5[2024-10-30].http://kns.cnki.net/kcms/detail/22.1110.TF.20241018.1737.002.html.
- [9] 张宪堂,陈长青,刘小康,等.双孔切缝爆破裂纹扩展机理及损伤特性研究[J].爆破,2024,41(4):45-53.
- [10] 甘会莲,蒋新闻,陈志伟,等.一体化聚能水压爆破技术在软弱围岩隧道的应用[J].黄金科学技术,2023,31(6):944-952.
- [11] 方安明,方应飞,夏治园.低爆速粉状乳化炸药在光面爆破中的应用[J].火工品,2023(5):69-73.
- [12] 黄治成.采场外廓控制爆破技术研究及应用[D].长沙:中南大学,2011.
- [13] 朱兆文,徐敏,黄治成,等.采场轮廓预裂爆破成缝数值模拟及应用[J].矿冶工程,2012,32(4):20-23.
- [14] 黄小彬.紫金山金铜矿深部采场控制爆破技术研究[D].福州:福州大学,2018.
- [15] 赵兴东,宋景仪,周鑫.矿房回采爆破时中深孔拉槽爆破的参数优化研究[J].爆破器材,2023,52(5):50-56,64.
- [16] 李延龙,张小瑞,朱欣月,等.谦比希铜矿东南矿体上向扇形中深孔爆破技术试验及应用[J].黄金,2022,43(2):51-56.
- [17] 汪虎福.无切井扇形中深孔爆破拉槽技术在五龙沟金矿的应用[J].黄金,2021,42(8):53-55,60.
- [18] 张小瑞,贾志伟,安龙.深部急倾斜薄矿体中深孔爆破夹制力量化分析[J].黄金,2024,45(8):52-57.
- [19] 刘颖刚,李明,韩党卫.驻波法测量空气绝热指数的研究[J].陕西师范大学学报(自然科学版),2003,31(增刊1):75-77.
- [20] 戴俊.岩石动力学特性与爆破理论[M].北京:冶金工业出版社,2013.

Controlled fan-shaped medium-long hole blasting technology for stope sidewalls and its application

Wen Chen^{1,2,3}, Huang Min^{1,2,3}, Qiu Xianyang⁴

(1. State Key Laboratory of Comprehensive Utilization of Low-grade Refractory Gold Resources;

2. Zijin Mining Group Co., Ltd.; 3. Zijin (Changsha) Engineering Technology Co., Ltd.;

4. School of Resources and Safety Engineering, Central South University)

Abstract: In underground mining activities with medium-long hole blasting, fan-shaped hole blasting is one of the important methods adopted for medium-thick orebody recovery due to its advantages of reduced development workload, simple structure, high recovery efficiency, and low cost. However, most fan-shaped hole blasting neglects sidewall control in stopes, leading to extremely uneven sidewalls after fan-shaped blasting in complex stope environments, which significantly impacts the safety and economic benefits. In the engineering background of a copper mine, this study integrates theoretical analysis and field tests to address the issue of stope sidewall blasting control. By modifying the stope structure and hole layout under the original mining method, a dual-controlled sidewall fan-shaped medium-long hole strip open-stope mining method with subsequent backfilling is proposed. This approach effectively optimizes explosive energy distribution along the stope sidewalls and within the stope and incorporates smooth blasting principles. Calculations determined a hole spacing of 0.8 m corresponding to a charge diameter of 36 mm. A hole-by-hole initiation network with outside-hole delays was designed, and key techniques were explained, enabling single-blast initiation of up to 7 rows while maintaining production efficiency. Industrial trials in Stope 1000-1-4 demonstrated smooth post-mining sidewalls, validating the method's effectiveness.

Keywords: fan-shaped medium-long hole; stope structure; controlled blasting; smooth blasting; hole-by-hole initiation; non-coupling charge; strip open-stope mining method with subsequent backfilling

(上接第43页)

Study on roof caving laws in block caving mining stopes based on microseismic monitoring

Yang Jianan^{1,2}, Zhang Jun^{1,2}, Huang Yanwei^{1,2}, Liu Fangfang^{1,2}

(1. Changsha DIMINE Technology Co., Ltd.; 2. Changsha Smartmine Technology Co., Ltd.)

Abstract: During block caving mining, roof caving directly impacts mine safety. To investigate the caving patterns of roofs in a mine employing block caving, this study analyzed microseismic monitoring data, focusing on 2 aspects namely the spatiotemporal evolution regularities, and correlation curve between energy indices and cumulative apparent volume of microseismic events. Results indicate that undercutting blasting primarily disturbed the upper roof above the initial mining area's central undercut zone. As the undercutting area expanded over time, rock mass fractures propagated upward spatially, while the height of rock mass caving gradually decreased. Additionally, the timing of potential large-scale rock mass fractures was progressively delayed with increasing spatial elevation. These findings provide a theoretical basis for early warning systems of future roof caving in similar mining operations.

Keywords: block caving mining method; microseismic monitoring; roof caving; blasting disturbance; undercutting blasting; rock mass fracture