面向爆破动力扰动的深部地下金属矿采掘参数动静力耦合优化研究*

师鑫伟

(鹤壁能源化工职业学院, 河南 鹤壁市 458030)

摘要:深部地下金属矿山受高地应力与循环爆破动力扰动的长期叠加作用,围岩易出现应力集中、顶板沉降累积与振动响应加剧等问题,威胁采场稳定与生产安全。现有采掘参数设计多依赖工程经验,难以兼顾采场稳定性与生产效率。为此,提出一种采掘参数动静力耦合优化方法,对采场跨度、矿柱宽度、充填高度及炸药单耗等因素进行协同调控,并基于三维数值模型开展动力响应模拟与现场对比验证。结果表明,经参数协同优化后,近场10 m处质点峰值振动速度由31.3 cm/s降至14.5 cm/s,底部结构峰值位移由-0.64 cm缩小至-0.18 cm;爆后24 h中部顶板沉降由9.8 mm降至4.1 mm,顶板塑性区扩展高度由8.6 m缩减至5.1 m。上述结果表明,该参数优化方法能够有效削弱爆破扰动影响,改善围岩受力状态,提升采场结构稳定性,可为深部矿山安全高效开采提供可靠的参数优化思路与技术支撑。

关键词:爆破动力扰动;深部金属矿开采;动静力分析;采掘参数优化

中图分类号:TD853 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)08-0030-10

Study on Dynamic and Static Coupling Optimization of Mining Parameters for Deep Underground Metal Mines Under Blast-Induced Dynamic Disturbance

Shi Xinwei

(Hebi Vocational College of Energy and Chemistry, Hebi, Henan 458030, China)

Abstract: Deep underground metal mines are subjected to the long-term superimposed effects of high in-situ stress and cyclic blast-induced dynamic disturbance, making the surrounding rock prone to stress concentration, cumulative roof settlement, and intensified vibration response, which threaten stope stability and production safety. Existing mining parameter designs mostly rely on engineering experience and struggle to balance stope stability and production efficiency. To address this issue, a dynamic and static coupling optimization method for mining parameters was proposed to synergistically regulate factors such as stope span, pillar width, filling height, and explosive consumption. Dynamic response simulations based on a three-dimensional numerical model and field comparative verification were carried out. The results show that after the coordinated parameter optimization, the peak particle velocity (PPV) at a near-field distance of 10 m decreases from 31.3 cm/s to 14.5 cm/s, and the peak displacement of the bottom structure reduces from -0.64 cm to -0.18 cm. Within 24 hours after blasting, the mid-roof settlement droppes from 9.8 mm to 4.1 mm, and the height of the plastic zone extension in the roof decreases from 8.6 m to 5.1 m. These results demonstrate that the proposed parameter optimization method can effectively mitigate the effects of blast-induced disturbance, improve the stress state of the surrounding rock, and enhance stope structural stability, providing reliable optimization ideas and technical support for safe and efficient mining in deep mines.

Key words: Blast-induced dynamic disturbance, Deep metal mining, Dynamic and static analysis, Mining parameter optimization

0 引言

随着矿体开采深度不断增加,地下金属矿山面临的高地应力与强采动环境日趋复杂,采动过程中围岩力学响应呈现出非线性、突发性与强耦合特征,易诱发顶板垮落、巷道大变形与采空区失稳等动力灾害,严重威胁矿山安全与生产效率[1-2]。在厚大矿体分段回采过程中,采场结构参数、爆破能量输入与充填体承载性能之间存在强耦合关联,导致依赖工程经验与二维剖面分析的采掘参数设计方法适用性

* **收稿日期**:2026-02-03

基金项目:河南省重点科技攻关项目(152102210278)

作者简介:师鑫伟(1993—),男,河南鹤壁人,讲师,主要从事矿山地质力学研究。E-mail:shixinwei1123@126.com

大幅下降[3-4]。近年来,国内外学者围绕采动应力场演化、围岩破坏机理及采掘参数优化开展了大量研究。三维数值模拟虽可提高空间结构表达能力,但现有研究多以静力分析为主,难以反映循环爆破产生的高频动载效应及原岩应力场的叠加影响[5-6]。部分研究虽尝试开展动力响应分析,但多对地质与工程结构进行简化处理,未实现矿体、巷道、采空区及充填体等关键要素的一体化建模,导致计算结果与实际开采工况的吻合度不足[7-8]。此外,现有采掘参数优化研究多以单一稳定性指标或经验判据为依据,尚未构建以动静力响应为核心约束的多参数协同优化路径,工程适用性有待提升[9]。

因此,本研究提出一种面向爆破动力扰动的深部采掘参数动静力耦合优化方法。该方法以三维地质-力学一体化数值模型为核心,实现矿体结构、巷道系统、采空区及充填体等关键要素的精细化表达。通过引入爆破等效动载输入与阻尼衰减机制的耦合分析方法,刻画爆破扰动在围岩中的传播、叠加与能量耗散规律。此外,基于多维度动静力响应指标构建多参数协同评价体系,实现采场跨度、矿柱宽度、充填高度及爆破单耗等关键参数的联合优化。研究结果有望为深部高地应力环境下采场结构设计与爆破方案制定提供定量化决策依据,为矿山安全、高效与精细化开采提供技术支撑。

1 开采技术条件与采矿方法

本研究选取辽宁某铁矿西部分层开采区为研究对象。该矿床属中厚至厚大层状矿体,倾角较陡,埋藏深度大,具备典型深部地下金属矿山的开采特征[10]。试验区主回采范围位于-540 m中段,地表标高约+280 m,开采深度约820 m,已进入深部开采范畴。与浅部采场相比,该区域受高地应力、高围压及循环爆破持续扰动的共同作用,更易出现应力集中、顶板沉降累积、局部塑性区扩展及振动响应加剧等深部采动特征。矿体围岩整体完整性较好,但高地应力环境影响下,在采动扰动过程中,围岩易诱发应力集中与结构失稳,对采场稳定性与作业安全构成威胁。矿山目前采用分段空场嗣后充填采矿法,该采矿方法生产强度高、回采节奏快,不同采场结构尺寸、矿柱参数及充填方案的组合方式,直接决定了围岩变形控制效果与爆破扰动响应水平[11]。因此,需在现有采矿工艺框架下,对采场结构参数与爆破参数开展系统优化研究,实现采场安全稳定与生产效率的协同提升。为明确采掘活动的空间推进关系与扰动传递路径,梳理了试验区典型采场的回采方式,各采场回采顺序如图1所示(颜色标识见电子版)。

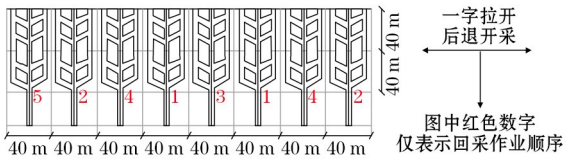


图1 各采场回采顺序

Fig.1 Schematic of the mining sequence of each stope

由图1可知,矿山采用大直径深孔阶段空场嗣后充填采矿法,矿体沿走向划分为若干盘区,盘区长度约200 m,阶段高度60 m,矿块宽度约40 m。采场由底部拉底空间与上部深孔爆破区组成,整体回采遵循“先下后上、分区推进、分层回采”的总体回采顺序[12]。矿房由中部向两侧逐排推进。采场回采分为切割槽形成与正排孔深孔爆破两个阶段,下部拉底高度约25 m,上部爆破区高度约35 m。相邻采场采用间隔回采与嗣后充填的作业方式,以控制采场暴露跨度与扰动叠加效应。在明确采场分区与回采顺序后,为进一步明确底部结构形式与爆破参数设计,梳理了采场底部结构形态与炮孔布置方案,如图2所示。

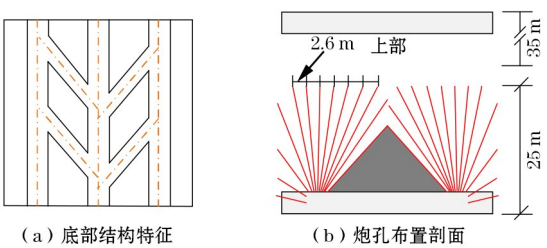


图2 底部结构与炮孔布置示意

Fig.2 Schematic of bottom structure and blast-hole layout

由图2可知,采场回采结束后于出矿水平形成堑沟式底部结构,为矿石运移与爆破拉底提供了自由面条件。底部拉底区域采用上向扇形炮孔布置方式,上部配合下向扇形炮孔,实现分层卸荷与逐级抛掷。切割槽区域炮孔排距与孔距相对较小,保障初始自由面的形成。该孔网参数适用于底部拉底与切割槽施工阶段,正排落矿阶段的炮孔沿矿体走向布置,孔距与排距适当增大,以控制落矿块度与抛掷范围。

综上,矿山现行采矿方法下,采场布置形式、底部结构特征、炮孔参数设置与充填接替节奏,共同决定了采场围岩的受力状态及扰动传播规律。故在此工艺条件下,爆破动力扰动已成为影响采场稳定性

的关键控制因素。一方面,在约 820 m 的开采深度条件下,原岩应力水平显著提升,顶板、侧帮及底部结构局部长期处于高应力状态。另一方面,循环爆破产生的动载会与原始应力场及采动卸荷效应产生叠加作用,易诱发顶板沉降累积、围岩塑性区扩展及振动响应加剧等问题。因此,本研究将采场跨度、分段高度、矿柱宽度、充填高度及爆破单耗作为核心优化参数,在现行采矿工艺条件下开展动静力耦合优化研究。

2 采掘参数优化

2.1 三维数值模型构建

在明确试验区采场空间布局、回采顺序及底部结构与炮孔布置方式的基础上,从工程层面明确了采掘活动的主要扰动来源与结构控制要素。为进一步定量分析不同采场结构尺寸、矿柱参数及爆破方案对围岩稳定性的影响规律,需构建可真实还原开采步骤与爆破作用特征的数值计算模型[13]。因此,本研究结合实际采矿工艺与几何参数约束,建立面向采掘参数优化的三维数值模型,如图 3 所示。

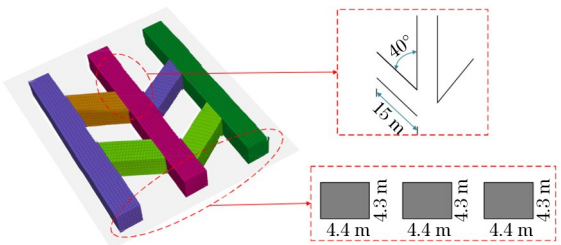


图 3 数值计算网格模型

Fig.3 Numerical calculation grid model

由图 3 可知,模型以采场底部结构为核心,计算范围取约 300 m×300 m×300 m,包含 60 m 阶段高度的回采区段。底部出矿结构按实际工程参数精细化建模,受矿巷道与出矿进路断面为 4.4 m×4.3 m,进路间距 15 m,进路与出矿巷道夹角约 40°。对采场周边、巷道围岩等关键区域进行网格加密处理,兼顾计算精度与运算效率。开采过程采用分步开挖方式模拟采场由下向上的回采顺序,并在对应回采步骤中叠加等效爆破扰动荷载,以还原采掘活动诱发的围岩应力重分布及结构动力响应。该模型为后续参数组合下的围岩稳定性对比分析提供统一计算基准。

2.2 采矿底部结构稳定性分析

随着采掘活动的逐步推进,围岩原有的应力平衡被打破,局部卸荷与变形会在空间内逐级传递,形成显著的采动影响范围[14]。对于该矿山而言,试验区已进入-540 m 中段开采,对应埋深约 820 m,爆破扰动与静力场的叠加效应更为突出,采场稳定性分析已不能局限于浅部条件下的常规静力评价。同时,深部地下金属矿应力水平高、构造发育强,围岩破坏呈现出显著的空间非均质性与突变性,仅依靠几何结构分析无法准确预测采场失稳模式与破裂模式[15-16]。因此,本研究在实际情况的基础上,采用 FLAC3D 软件,以静力迭代方式模拟采掘扰动引起的应力重分布与塑性区演化规律。数值计算流程如图 4 所示。

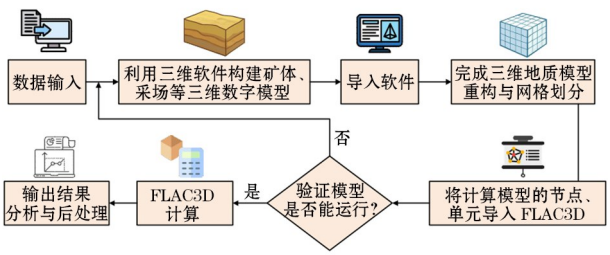


图 4 数值计算流程

Fig.4 Flowchart of numerical calculation

由图 4 可知,计算流程以地质数据整理与数字化为起点,构建矿体-围岩三维几何模型,并导入数值模拟平台完成网格划分。随后施加初始地应力与位移边界约束,加载对应采掘与支护工况,设定材料参数与本构关系,开展静力分析。通过迭代求解获取应力场分布与塑性区演化规律,若计算未收敛,则需调整参数重新进行计算。最终提取关键静力工况下的强度、变形与破坏特征,为后续动力扰动模拟与参数优化提供基础依据。为刻画初始静力应力场分布,假设围岩为各向同性弹性体,其竖向应力如式(1)所示。

$$\sigma_z=\frac{\partial^2\varphi}{\partial x^2}=xf(z) \tag{1}$$

式中:σ_z 为竖向正应力;φ 为应力函数;x 为沿采场走向或水平方向的坐标;z 为竖向坐标。

其余各应力分量可通过应力函数分量计算统一给出,具体如式(2)所示。

$$\begin{cases}\sigma_x=\dfrac{\partial^2\varphi}{\partial z^2}-f_x\\ \sigma_z=\dfrac{\partial^2\varphi}{\partial x^2}-f_z\\ \tau_{xz}=-\dfrac{\partial^2\varphi}{\partial x\partial z}\end{cases} \tag{2}$$

式中:σ_x 为水平方向正应力;τ_{xz} 为剪应力;f_x、f_z 分别为等效体力在 x、z 方向上的分量。

上述静力模拟结果可作为动力扰动分析的初始

应力场与敏感区识别依据,为爆破叠加效应提供边界约束。对于深部硬岩矿山而言,爆破卸荷产生的高频动载使原已接近屈服的结构面与软弱带进一步发生扩容贯通,显著提升围岩失稳风险[17-18]。因此,为精准揭示爆破作用下的覆岩动力响应特征,本研究在静力分析基础上,耦合爆破荷载(Blast Loading, BL)时程输入及阻尼衰减机制(Damping Attenuation Mechanism, DAM),构建深部采场动力扰动模拟方法(FLAC3D-BL-DAM)。FLAC3D-BL-DAM 计算流程如图 5 所示。

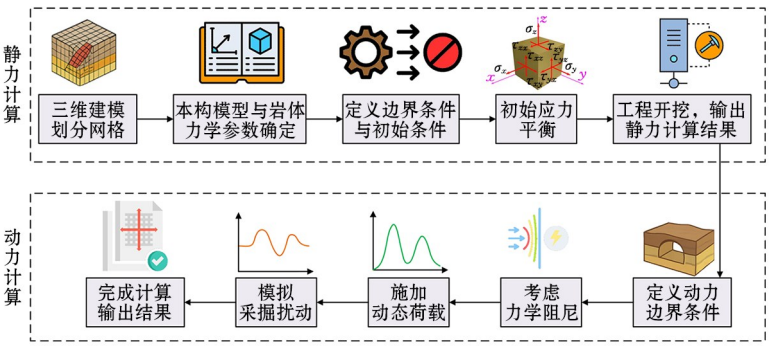


图 5 FLAC3D-BL-DAM 计算流程

Fig.5 Calculation flowchart of FLAC3D-BL-DAM

如图 5 所示,该动力分析流程以静力计算后的三维网格模型为基础,完成岩体材料参数赋值与力学校准。随后施加匹配爆破工况的动力边界条件,将炸药能量等效为冲击荷载并施加于模型表面。采用显式动力学算法迭代求解,全程跟踪应力波传播、节理张开及塑性区演化过程。爆破循环结束后,提取质点峰值振动速度、动态位移突变量与强度折减系数等关键指标,定量评估采场关键部位的动力风险水平。其中,在爆破模拟中可将爆破作用等效为随时间 t 变化的冲击波形动载荷 P_t,其具体表达式如式(3)所示。

$$P_t=\begin{cases}P_{max}\left[\dfrac{1}{2}-\dfrac{1}{2}\cos(2\pi\omega t)\right], & t<1/\omega\\ 0, & t\geqslant 1/\omega\end{cases} \tag{3}$$

式中:P_{max} 为冲击动压力峰值强度;ω 为应力波频率。

根据爆破介质与岩体耦合界面的压力相容条件,爆破初始应力峰值 P_h 可由爆源介质与岩石声阻抗关系计算得出,如式(4)所示。

$$P_h=\frac{1}{4}\rho_0 D_1^2\,\frac{2}{1+\rho_0 D_1/\rho_m D_2} \tag{4}$$

式中:ρ_0 为炸药密度;ρ_m 为岩体密度;D_1 为炸药爆速;D_2 为岩体纵波波速。

考虑炸药装填结构特征与冲击波传播衰减规律,围岩内部任意位置的冲击应力峰值需引入能量扩散折减系数进行修正,其修正表达式如式(5)所示。

$$P_{max}=P_h\frac{r_g}{r_0}\alpha^{\frac{r_h}{r_0}} \tag{5}$$

式中:r_g 为装药孔中心至作用点比距离;r_0 为炮孔半径;r_h 为计算点到炮孔中心的径向距离;α 为压力衰减系数。

2.3 考虑爆破动力影响的采掘参数优化方法设计

在明确深部采场动静力耦合作用下的围岩响应规律基础上,仅靠定性破坏识别仍难以支撑工程参数的定量优化。尤其是对于厚大矿体分段回采场景,采场围岩垮落形态、支护体系承载能力及充填体结构稳定性均与开采布置、爆破参数密切相关[19-20]。因此,本研究基于前述 FLAC3D-BL-DAM 方法,构建考虑爆破动力影响的采掘参数优化框架,实现采掘方案安全稳定性与生产效率的协同提升。采掘参数动静力耦合优化流程如图 6 所示。

由图 6 可知,首先基于钻探资料、监测数据及生产记录搭建采场地质与力学基础数据库,完成静力模型的几何建模、参数赋值与初始地应力平衡,获取采场开挖后的应力重分布与塑性区演化规律。在此基础上,将静力计算结果作为初始应力场导入 FLAC3D 动力计算模块,叠加爆破等效动载荷与阻尼衰减机制,模拟爆破扰动的传播过程与围岩动力响应,识别动力敏感区域与结构薄弱部位。围绕采场跨度、分段高度、矿柱宽度、充填高度及爆破单耗等核心变量构建参数方案库,以质点峰值振动速度、顶板沉降量、塑性区扩展高度、底部结构峰值位移等为核心指标,建立动静力多目标评价体系。通过对比不同参数组合下的围岩应力与变形特征,筛选满足稳定性控制要求、兼顾生产效率的最优参数方案。最终形成适用于深部采场条件的采掘参数协同优化策略,为现场工程实施与动态调控提供理论依据与数值支撑。

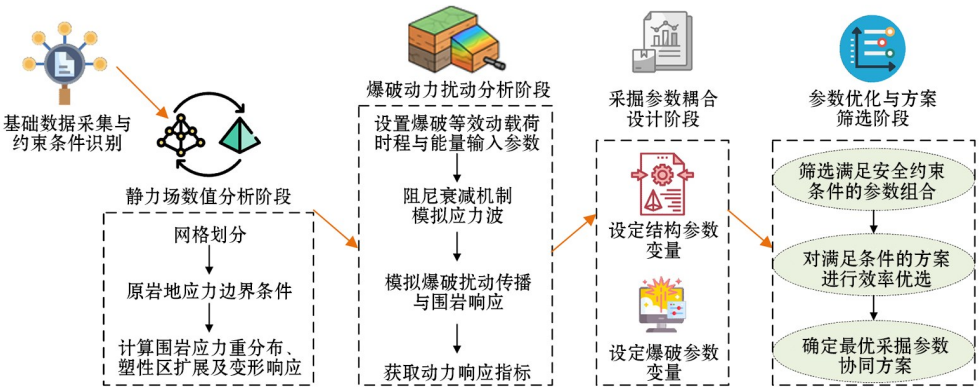


图 6　采掘参数动静力耦合优化流程

Fig.6　Schematic of the dynamic and static coupling optimization process for mining parameters

3　数值模拟结果分析

3.1　数值模拟方案

为定量评价不同采掘参数组合下的深部采场稳定性，基于前述构建的地质-力学数值模型，共设置 7 组数值模拟工况。各工况通过调整采场跨度、分段高度、矿柱宽度与充填高度等结构参数，叠加不同单耗对应的爆破动载荷，分析其对围岩主应力分布、顶板竖向位移、塑性区体积比及质点峰值振动速度(PPV)和动态位移突变量的影响规律。模拟选取采场上盘、中盘、下盘 3 条监测剖面。其中工况 4 为矿山现行设计方案，工况 7 为优化推荐方案(以 PPV、顶板沉降量、塑性区扩展高度、底部结构峰值位移为约束/目标，采用多指标归一化加权评分对方案库进行筛选，得到工况 7)。各工况的结构参数与爆破参数见表 1。

表 1　数值模拟工况及主要参数

Table 1　Numerical simulation working conditions and main parameters

工况	采场跨度/m	分段高度 H/m	矿柱宽度/m	充填高度/m	炸药单耗/(kg/m³)	爆破循环数	备注
工况 1	35	18	10	12.6	0.70	4	较小跨度、低充填
工况 2	40	18	10	14.4	0.75	4	中等跨度、基准充填
工况 3	45	18	10	16.2	0.80	4	较大跨度、高充填
工况 4	45	20	8	16.0	0.85	5	现行方案
工况 5	40	20	8	18.0	0.80	5	加强充填
工况 6	40	20	12	16.0	0.75	5	加宽矿柱
工况 7	40	18	10	16.2	0.78	4	优化方案

3.2　模拟结果分析

首先对不同采场结构参数组合下的最大主应力分布特征进行对比分析，结果如图 7 所示。

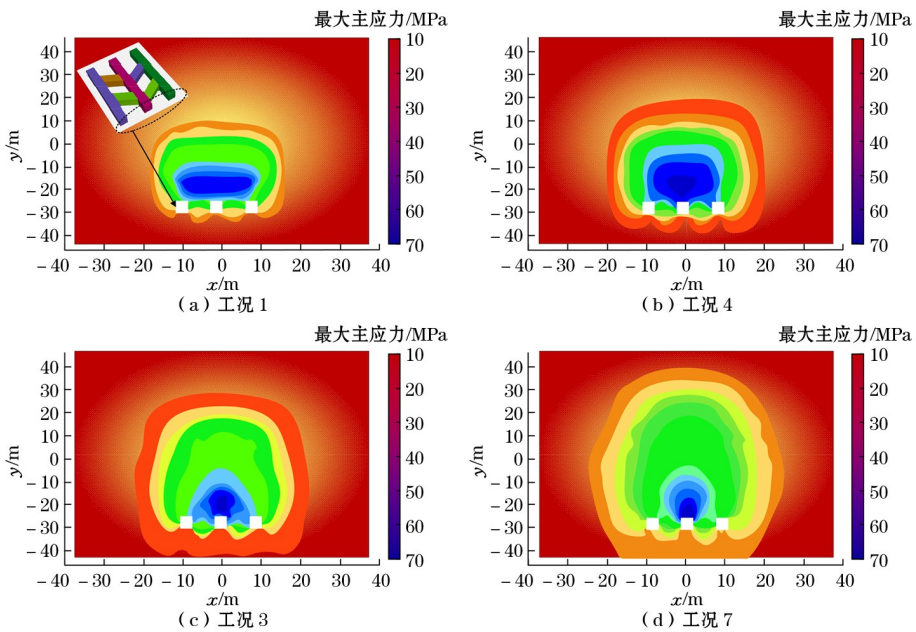


图 7　不同工况下的采场最大主应力云图

Fig.7　Maximum principal stress cloud maps of the stope under different working conditions

由图 7(a)可知,工况 1 的最大主应力影响范围最广,高应力带沿上盘及侧帮大范围扩展,反映出较小跨度、低充填条件下围岩承载集中、应力梯度较大的特征。图 7(b)为工况 4 的应力分布,随采场跨度增大,顶板中部应力峰值进一步升高,局部潜在破坏薄弱带更为突出。由图 7(c)可知,工况 3 的高应力区逐渐向采场上部集中。图 7(d)为优化后的工况 7,通过对采场跨度、矿柱宽度与充填高度的协同调控,在 x 轴−20～20 m 范围内高应力区分布更为均衡,未出现大范围、高梯度的应力集中现象。这表明优化方案在保障围岩承载能力的同时,有效削弱了局部应力极值与突变梯度,使采场围岩受力状态更加均匀,有利于提升整体稳定性、降低突发失稳风险。随后,进一步对比不同工况下监测点的位移曲线,结果如图 8 所示。

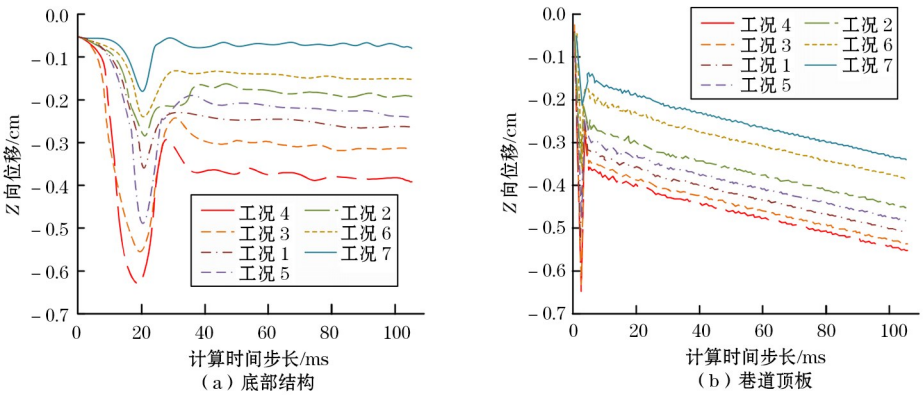


图 8　不同工况下监测点位移随时间变化曲线

Fig.8　Displacement-time curves of measuring points under different working conditions

由图 8(a)可知,计算时间步长到达 20 ms 左右时,各工况底部结构 z 向位移均下跌并达到峰值。其中,工况 4 位移突变幅度最大,峰值位移达−0.64 cm。工况 7 的峰值位移仅约−0.18 cm,表明参数优化可有效削弱爆破瞬态冲击效应。由图 8(b)可知,工况 4 在全计算周期内的顶板处位移始终最大,而工况 7 的位移曲线变化程度最小,最终稳定值最低,为−0.33 cm,表明优化方案可有效抑制顶板弯曲变形与中部张拉破坏。基于所构建的数值模型,进一步对爆破动载作用下的动力响应进行分析,选取质点峰值振动速度与巷道侧面围岩的动态位移突变量作为评价指标,结果如图 9 所示。

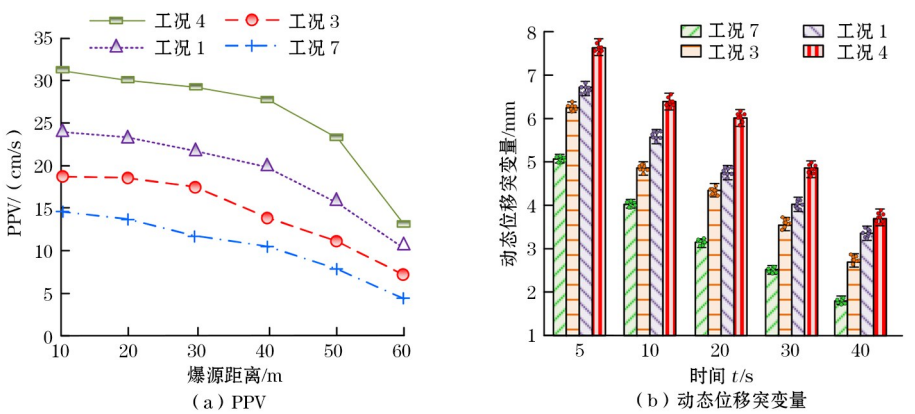


图 9　不同工况下 *PPV* 和动态位移突变量对比

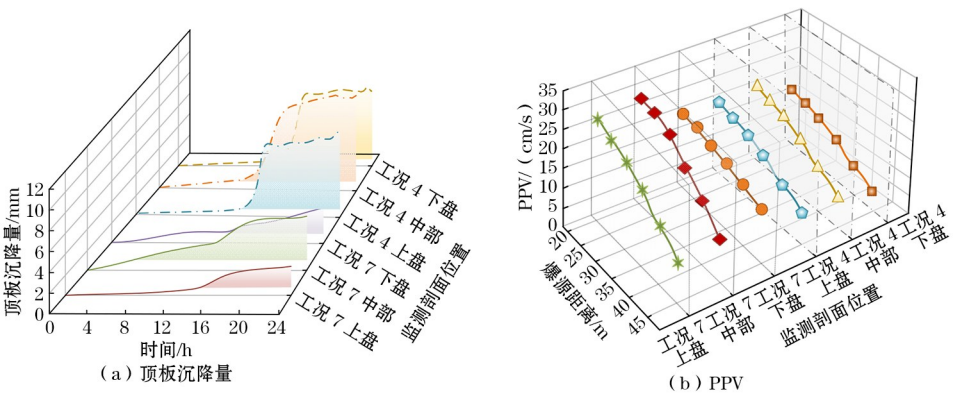
Fig.9　Comparison of *PPV* and dynamic displacement increment under different working conditions

由图 9(a)可知,距爆源 10 m 的近场位置,工况 4 的 PPV 达到 31.3 cm/s。相比之下,工况 7 在装药结构协同调控下,PPV 控制在 14.5 cm/s。当爆源距离增大至 60 m 时,工况 7 的 PPV 降至 4.9 cm/s,振动能量衰减速率更快,表明优化方案对爆破扰动传播抑制效果最为显著。由图 9(b)可知,爆破瞬间工况 4 巷道侧面(中部)动态位移突变量在 $t=5$ ms 时达 7.6 mm,相同条件下工况 7 的最大位移仅为 5.1 mm,且衰减速度更快。在 $t=40$ ms 后,工况 7 的位移仅为 2.1 mm。这表明优化工况下围

岩结构的变形恢复与耗能能力更强,可有效避免爆破叠加效应诱发弱面贯通及顶板突变失稳。

4 现场试验验证

数值模拟已验证优化方案在应力均衡性、顶板沉降控制与爆破扰动削弱上的优势,为进一步系统评估该优化策略在真实采场环境中的适应性与可靠性,开展现场工程应用试验。试验区位于矿山西部开采区段,工程试验中,将优化方案(工况 7)与矿山现行方案(工况 4)进行对比分析。为保持评价体系与数值模拟的一致性,现场监测点沿上盘-中部-下盘布设 3 条监测剖面,每条剖面上分别设置顶板、侧帮与底板监测点,共计 9 个测点。顶板沉降与收敛监测采用巷道收敛计与多点位移计联合布设,重点观测爆后 0～24 h 的沉降变化,在爆后 0～2 h 加密采样(10 min/次),随后调整为 30～60 min/次,各剖面均记录完整的 24 h 累计沉降曲线。对比两种方案的爆破动力响应与爆后沉降累计量,结果如图 10 所示。

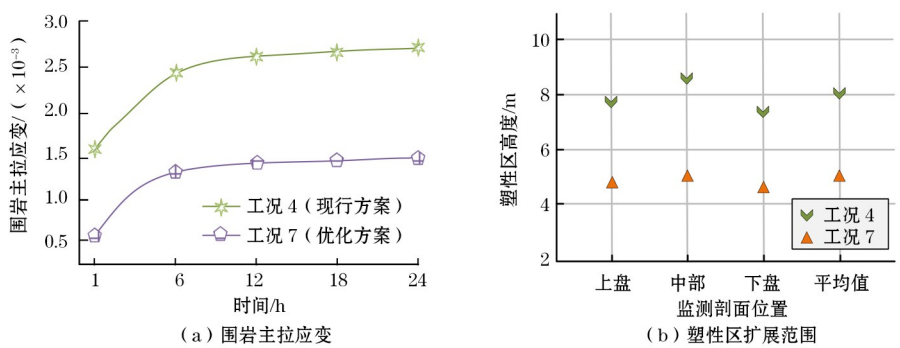


(a) 顶板沉降量　(b) PPV

图 10　爆破动力响应与爆后沉降累计量对比

Fig.10　Comparison of blasting dynamic response and cumulative post-blast settlement

由图 10(a)可知,爆破后顶板沉降随监测时间持续累积,不同剖面响应差异显著。其中中部顶板沉降量最大,反映出该区域作为张拉薄弱带的高敏感性。爆后 0～24 h 内,工况 4 中部剖面的沉降量由 0 迅速增长至 9.8 mm,工况 7 同期沉降量仅为 4.1 mm。上盘与下盘剖面呈现相同的改善趋势,最终沉降控制值均显著低于现行方案。由图 10(b)可知,在爆源距离 20～45 m 范围内,工况 4 的整体 PPV 水平明显偏高,其中近场 20 m 处上盘与中部剖面监测点 PPV 分别达 26.4 cm/s 与 27.9 cm/s,局部接近规范控制值阈值。优化后的工况 7 在相同位置的 PPV 分别降至 18.8 cm/s 与 19.5 cm/s,且衰减速率更快,说明优化方案可有效削弱爆破应力波在覆岩中的能量传递,抑制爆破扰动扩散。上述研究结果表明,优化方案不仅在爆破瞬态冲击阶段抗扰性能更优,还可减弱顶板的持续弯曲变形,提升结构稳定性与变形恢复能力。在完成爆破振动响应与顶板沉降对比分析后,为进一步验证优化方案对围岩结构稳定性的长期控制效果,选取围岩应变演化特征与塑性区扩展范围现场反演结果作为补充验证指标,对比工况 4 与工况 7 的差异,结果如图 11 所示。



(a) 围岩主拉应变　(b) 塑性区扩展范围

图 11　围岩结构响应与稳定性对比

Fig.11　Comparison of structural response and stability of the surrounding rock

由图 11(a)可知,工况 4 在爆后初期(0～6 h)应变突增幅度显著,中部剖面最大拉应变峰值达 2.7×10^{-3}。相同位置工况 7 的应变峰值降低至 1.5×10^{-3},降幅约 44%,且后期增长速率明显放缓,应变曲线趋于平稳,说明优化方案有效削弱了爆破动载诱发的结构拉伸变形与裂隙扩容效应。该结果与数值模拟中"高应力集中区减弱、拉伸区收缩"的预测一致,验证了优化方案在控制围岩微观损伤演化方面的显著优势。由图 11(b)可知,基于现场监测数据反演得到的塑性区范围分布显示,工况 4 条件下顶板塑性区向上扩展高度约为 8.6 m;工况 7 的塑性区最大扩展高度控制在 5.1 m 左右,整体范围缩小约 41%,且塑性区呈离散分布,未形成贯通破坏路径。该差异表明优化方案在降低爆破动载叠加效应、抑制围岩损伤区扩展方面效果显著,从结构层面验证了其稳定性的提升机理。最后,对比两种工况的生产效率与经济指标,结果见表 2。

表 2 两种工况维持稳定运行条件下的生产效率与成本对比

Table 2 Comparison of production efficiency and cost between the two working conditions under stable operation

工况	指标			
	爆破循环数/次	单位矿量成本/(元/t)	单循环爆破作业时间/h	实际采准进尺/(m/d)
工况 4	5	100	3.2	10.3
工况 7	4	93.7	2.9	11.2
改善幅度	↓20.0%	↓6.3%	↓9.4%	↑8.7%

由表 2 可知,在满足稳定性约束的前提下,优化方案的爆破循环数由 5 次减少至 4 次,降幅 20.0%,有效降低了爆破作业频率与扰动累积效应,有利于采场长期稳定。单位矿量成本由 100 元/t 降至 93.7 元/t,降幅 6.3%,成本节约主要来自爆破物耗与支护修复费用的降低。此外,单循环爆破作业时间由 3.2 h 缩短至 2.9 h,降幅 9.4%,生产节奏显著加快。在此基础上,实际采准进尺从 10.3 m/d 提升至 11.2 m/d,增幅 8.7%。

综上,本研究所提出的采掘参数优化方法通过协同优化采场跨度、矿柱宽度与充填高度,使围岩应力分布更加均衡,高应力集中区得到有效削弱,顶板沉降与动态位移突变得到有效控制,爆破振动安全裕度显著提升。现场监测结果与数值预测高度吻合,验证了优化策略在爆破扰动抑制与结构稳定性提升方面的有效性。

5 结论

针对深部高地应力与爆破动力扰动的耦合作用,本研究确定了影响采场稳定性的关键采掘参数为:采场跨度、分段高度、矿柱宽度、充填高度及爆破单耗,基于三维数值模拟与动静力耦合分析方法开展参数优化研究,得到的主要结论如下。

(1) 深部采场开挖后围岩应力场发生显著重分布,顶板及上盘区域局部出现拉应力,采场中部沉降量最大,表明高地应力与爆破扰动叠加作用下,采场中部与上盘是主要失稳敏感区。

(2) 通过多组参数组合的数值模拟,对比分析了采场应力分布、顶板沉降、拉应变及塑性区扩展特征,在满足采场稳定性约束的前提下,推荐最优参数组合为:采场跨度为 40 m、分段高度为 18 m、矿柱宽度为 10 m、充填高度为 16.2 m、爆破单耗为 0.78 kg/m^3。优化后近场 10 m 处质点峰值振动速度由 31.3 cm/s 降至 14.5 cm/s,底部结构峰值位移由 −0.64 cm 减小至 −0.18 cm,顶板沉降、拉应变及塑性区扩展范围均显著降低。

(3) 参数优化在保证安全回采的前提下,实现了生产效率与成本的协同优化。爆破循环数由 5 次降至 4 次,单位矿量成本由 100 元/t 降至 93.7 元/t,单循环作业时间由 3.2 h 缩短至 2.9 h,实际采准进尺由 10.3 m/d 提高至 11.2 m/d,表明该方法对深部地下金属矿山采掘参数设计与工程应用具有良好的适用性。

(4) 现有结论主要基于单采场条件与典型爆破工况的数值模拟与现场验证,对于多采场同步爆破、复杂断裂构造发育区及长期多循环扰动条件下的围岩响应特征仍需进一步研究。后续可结合多源监测数据与时序响应分析方法,开展采场稳定性动态演化机制与参数自适应优化研究,进一步提升深部矿山复杂工况下采掘参数优化的精细化与实时性水平。

参考文献(References):

[1] 孙朝燚,陈从新,夏开宗,等.金属矿山复杂采空区围岩破坏及岩层移动机制研究[J].岩石力学与工程学报,2024,43(3):670-682.
Sun Chaoyi, Chen Congxin, Xia Kaizong, et al. Mechanism of surrounding rock failure and strata movement in complex goaf of metal mines[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2024,43(3):670-682.

[2] 何斌全,李仲泽,陈国辉,等.柿竹园多金属矿露天-地下协同开采安全稳定性分析[J].矿业研究与开发,2023,43(4):1-10.
He Binquan, Li Zhongze, Chen Guohui, et al. Analysis on safety and stability of open-pit and underground collaborative mining in Shizhuyuan Polymetallic Mine[J]. Mining Research and Development,2023,43(4):1-10.

[3] 王少锋,吴毓萌,石鑫垒.地下矿山非爆机械化智能采掘(英文)[J].Transactions of Nonferrous Metals Society of China,2024,34(1):265-282.
Wang Shaofeng, Wu Yumeng, Shi Xinlei. Non-explosive mechanized intelligent mining/heading in underground mines [J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2024,34(1):265-282.

[4] Vishwakarma A K, Dey K, Kumar H V, et al. Optimization of blast design parameter for ring blasting in underground hard rock mine using numerical simulation[J]. Mining, Metallurgy & Exploration,2024,41(1):139-148.

[5] 孙朝燚,陈啸,刘秀敏,等.金属矿山地下开采引起围岩破坏及岩层移动的数值模拟研究[J].矿业研究与开发,2024,44(4):77-83.
Sun Chaoyi, Chen Xiao, Liu Xiumin, et al. Numerical simulation study on surrounding rock failure and strata movement caused by underground mining in metal mine[J]. Mining Research and Development,2024,44(4):77-83.

[6] 胡建钊.露天转地下开采露天边坡稳定性数值模拟分析及研究[J].中国钼业,2024,48(1):20-26.
Hu Jianzhao. Numerical simulation analysis and research on the stability of open-pit slopes from open-pit to underground mining[J]. China Molybdenum Industry,2024,48(1):20-26.

[7] Zhang Qinglong, Wang Chuhua, Han Liang, et al. Study on stability analysis and treatment of underground goaf in metal mine[J]. Mining, Metallurgy & Exploration,2023,40(5):1973-1985.

[8] 曹聪,秦秀山,于世波,等.某铜镍矿两步骤嗣后充填回采地压分布与采场稳定性研究[J].中国矿业,2024,33(增刊1):297-303.
Cao Cong, Qin Xiushan, Yu Shibo, et al. Investigation on the distribution of ground pressure and stope stability under two-step subsequent filling mining in a copper-nickel mine [J]. China Mining Magazine,2024,33(Suppl.1):297-303.

[9] 崔轩,杨胜利.地下开采诱发的地表岩移演化规律及稳定性分析[J].矿业研究与开发,2023,43(8):78-83.
Cui Xuan, Yang Shengli. Evolution law and stability analysis of surface rock displacement induced by underground mining[J]. Mining Research and Development, 2023,43(8):78-83.

[10] 施玉娇,刘雯婷,王建超,等.利用多源数据融合在某铜金属矿山开展三维实体建模的研究[J].中国矿业,2024,33(增刊1):195-198.
Shi Yujiao, Liu Wenting, Wang Jianchao, et al. Study on 3D solid modeling in a copper mine by multi-source data fusion[J]. China Mining Magazine, 2024, 33(Suppl.1): 195-198.

[11] 苏辕,刘晓云,罗斌玉,等.矿柱群荷载下双层磷矿房柱式开采底板应力迁移特征[J].矿业研究与开发,2024,44(11):46-55.
Su Yuan, Liu Xiaoyun, Luo Binyu, et al. Stress migration characteristics of floor in room-and-pillar mining of double-layer phosphate rock under the load of pillar group[J]. Mining Research and Development,2024,44(11):46-55.

[12] 徐进,张豪,王斯海.基于有限层法的承压水开采地面沉降简明分析[J].烟台大学学报(自然科学与工程版),2023,36(4):451-456.
Xu Jin, Zhang Hao, Wang Sihai. A simplified evaluation approach for land subsidence based on finite layer method of confined groundwater flow[J]. Journal of Yantai University (Natural Science and Engineering Edition), 2023, 36(4): 451-456.

[13] 卢宏建,武晓军,蔡晓盛,等.胶结充填体-围岩组合体剪切强度与破坏特征[J].金属矿山,2023(5):97-103.
Lu Hongjian, Wu Xiaojun, Cai Xiaosheng, et al. Shear strength and failure characteristics of cemented backfill-rock combination[J]. Metal Mine,2023(5):97-103.

[14] Zvarivadza T, Yi C, Dineva S, et al. Evaluating destress blasting for rock fracture and rockburst prediction in deep level hardrock mining[J]. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy,2025,125(6):273-298.

[15] 路洋波,闫少宏,周坤友,等.大采高采场变厚顶板岩层结构力学模型及其破断模式[J].煤炭科学技术,2025,53(11):242-257.
Lu Yangbo, Yan Shaohong, Zhou Kunyou, et al. Structural mechanics model and its fracture mode of variable-thickness roof strata in large mining height stope[J]. Coal Science and Technology,2025,53(11):242-257.

[16] Wu Chao, Sun Xing, Li Yuanhui, et al. Deformation and failure characteristics and bearing mechanism of a pillar group in stage open stope mining[J]. Mining, Metallurgy & Exploration,2023,40(2):655-666.

[17] 曾斌鹏,张家华,安龙,等.地下金属矿采动作用下断层带滑移失稳机制及影响规律[J].中国矿业,2024,33(8):115-126.
Zeng Binpeng, Zhang Jiahua, An Long, et al. Sliding instability mechanism and influence rule of fault zone used for mining operation of underground metal mine[J]. China Mining Magazine,2024,33(8):115-126.

[18] 杨泽,夏钢源,陈龙,等.某大型露天矿开挖卸荷诱发高陡边坡三维力学响应的数值模拟研究[J].中国矿业,2025,34(增刊1):85-92.

Yang Ze, Xia Gangyuan, Chen Long, et al. Numerical simulation study on the three-dimensional mechanical response of high and steep slopes induced by excavation unloading in a large open-pit mine[J]. China Mining Magazine,2025,34(Suppl.1):85-92.

[19] 郭鸿德,曹聪,万串串,等.基于爆破漏斗试验的某铜矿中深孔采矿爆破参数优化研究[J].中国矿业,2025,34(增刊1):465-471.

Guo Hongde, Cao Cong, Wan Chuanchuan, et al. Investigation on the optimization of blasting parameters for medium-length hole mining in a copper mine based on blasting crater test[J]. China Mining Magazine,2025,34(Suppl.1):465-471.

[20] Hmoud S, Kumral M. Risk-based optimization of post-blast dig-limits incorporating blast movement and grade uncertainties with multiple destinations in open-pit mines [J]. Natural Resources Research,2025,34(1):193-214.