

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2026.03.008

考虑矿房开采爆破损伤影响的 矿柱稳定性及控制研究*

张翔宇¹, 韩华焱², 严鹏³, 杨招伟⁴, 罗笙⁴, 徐梦煜¹, 吴家耀¹, 朱永生¹

(1. 雅江清洁能源科学技术研究(北京)有限公司, 北京 100048; 2. 天津市东丽区水务局, 天津 300300;
3. 武汉大学 水资源工程与调度全国重点实验室, 武汉 430072;
4. 长江科学院 水利部岩土力学与工程重点实验室, 武汉 430010)

摘要: 由于地下矿山房柱法爆破开采体积与装药量大, 保留矿柱爆破损伤严重, 不利于其整体的稳定, 甚至会演化为严重的灾害事故。鉴于此, 推导了考虑爆破损伤影响的矿柱预留安全宽度与矿柱高度之间的数学关系, 并分析了忽略损伤时矿柱预留安全宽度与承载能力易被高估的风险。以某矿区 20 m × 80 m × 80 m 矿柱结构为例, 基于室内单轴压缩与巴西劈裂试验参数, 采用 ANSYS/LS-DYNA 建立扇形中深孔爆破模型, 对比同时起爆与 25 ms、50 ms 微差起爆等工况下的矿柱损伤与振动响应。结果表明: 同时起爆因应力波叠加导致单侧损伤深度可达 4~5 m, 而微差起爆可将损伤深度降低至约 3~3.5 m (25 ms) 和约 2 m (50 ms)。进一步提出“50 ms 间隔微差并优化起爆顺序”的实施方案, 通过优先形成局部自由面促进能量向矿房空间耗散, 使围岩平均损伤深度降至 1~1.5 m, 矿柱表面峰值振动降低约 16.6%, 可为矿柱宽度设计与爆破损伤控制提供参考。

关键词: 爆破损伤; 矿房矿柱; 损伤控制; 爆破方案优化

中图分类号: TD235.3 文献标识码: A 文章编号: 1001-487X(2026)03-0078-10

Study on Pillar Stability and Control Strategies Incorporating Blasting-induced Damage Effects During Stope Excavation

ZHANG Xiang-yu¹, HAN Hua-ye², YAN Peng³, YANG Zhao-wei⁴,
LUO Sheng⁴, XU Meng-yu¹, WU Jia-yao¹, ZHU Yong-sheng¹

(1. Yajiang Clean Energy Science and Technology Research(Beijing) Co., Ltd., Beijing 100048, China;
2. Dongli District Water Bureau, Tianjin 300300, China; 3. State Key Laboratory of Water Resources
Engineering and Management, Wuhan University, Wuhan 430072, China; 4. Key Laboratory
of Geotechnical Mechanics and Engineering of Ministry of Water Resources, Changjiang
River Scientific Research Institute, Wuhan 430010, China)

Abstract: Given the substantial explosive volumes and charges involved in underground room-and-pillar mining

收稿日期 (Date of reception): 2025-06-19

网络首发日期 (Published online): 2026-09-15

作者简介: 张翔宇 (1996-), 男, 博士, 主要从事深埋隧洞爆破施工及岩爆风险控制方面的研究, (E-mail) zxywhu@whu.edu.cn。

通信作者: 严鹏 (1981-), 男, 教授、博士生导师, 主要从事岩石动力学与工程爆破方向的研究, (E-mail) pyanwhu@whu.edu.cn。

基金项目: 水资源工程与调度全国重点实验室开放研究基金 (2025SGG08); 国家自然科学基金 (NO. 52379108, 52509179)

About the author: ZHANG Xiang-yu (1996-), male, Ph. D, specializing in rock dynamics and engineering blasting, (E-mail) zxywhu@whu.edu.cn.

Corresponding author: YAN Peng (1981-), male, professor, doctoral supervisor, specializing in rock dynamics and engineering blasting, (E-mail) pyanwhu@whu.edu.cn.

Fund Programs: Open Research Fund of State Key Laboratory of Water Resources Engineering and Management (2025SGG08), National Natural Science Foundation of China (NO. 52379108, 52509179)

operations, blasting-induced damage to retained pillars becomes severe, compromising structural integrity and potentially triggering catastrophic failures. This study established a mathematical correlation between necessary pillar safety width and height while accounting for blasting damage effects, revealing how conventional designs that neglect such damage may dangerously overestimate both pillar dimensions and load-bearing capacity. A 20 m × 80 m × 80 m pillar structure from a representative mining area was taken as a case study. Utilizing parameters derived from laboratory uniaxial compression and Brazilian splitting tests, an ANSYS/LS-DYNA model of fan-pattern long-hole blasting was developed to analyze pillar damage and vibration characteristics under simultaneous initiation versus millisecond-delay initiation (25 ms and 50 ms). Findings reveal that simultaneous initiation causes stress wave superposition, resulting in unilateral damaged depths of 4 ~ 5 m, while delayed initiation reduces damage to approximately 3 ~ 3.5 m (25 ms delay) and about 2 m (50 ms delay). Additionally, a practical implementation scheme is proposed that combines a 50 ms interval delay with an optimized detonation sequence. This approach prioritizes creating localized free surfaces to direct energy dissipation toward excavated voids, reducing average surrounding rock damage depth to 1 ~ 1.5 m while decreasing pillar surface peak vibrations by approximately 16.6%. These findings provide practical guidance for pillar-width design and blasting damage control in room-and-pillar mining operations.

Key words: blasting damage; mining rooms and pillars; underground mines; numerical simulation

近年来,随着社会发​​展所需求的矿产资源量增加和浅层资源的枯竭,矿产资源的开发已经逐渐进入深部开采阶段^[1]。统计结果表明^[2-5],国内外开采深度达到千米以上的地下金属矿山已经超过 100 座。目前,考虑地下采矿活动影响时,最常使用的开采方法是房柱法或房柱嗣后充填的方法^[6],该方法开采时,通过预留矿柱支撑顶部岩体以保证采场结构的稳定。其中,矿柱是采场内支撑采空区最重要的结构,矿柱的失稳可能造成大范围的冒顶、坍塌乃至地表的大面积沉陷等,保证矿柱稳定性对于采场结构安全以及矿山的正常生产都有着至关重要的意义。

在矿柱稳定性分析方面,逐步形成了安全系数法^[7]、强度折减法^[8]、可靠度分析法以及基于弹塑性力学和材料力学解析方法等一系列理论分析方法^[9-11]。目前,最为广泛使用的仍然是安全系数法,这种方法将矿柱强度与矿柱上平均应力的比值取作矿柱稳定的安全系数,进而通过评判安全系数的大小校核矿柱的稳定性。后续 Salamon^[12]、Bieniawski 和 Lunder 等学者通过大量现场原位和室内试验^[13,14],结合统计学分析手段不断总结和发展了矿柱强度的经验公式,这些矿柱强度的估算方法已在诸多工程和科研领域得到应用并取得较好的成效。同时随着计算机技术的飞速发展以及数值计算理论的日渐完善,不少学者运用数值模拟方法对采场内矿柱的稳定性进行分析。如于清军等应用 ABAQUS 数值模拟软件对落矿冲击作用下 6 种矿柱的稳定性进行了分析^[15],讨论了其各自矿柱的位移和应力应变等响应规律,并据此建议了矿柱稳定安全的结构参数;LI 等在充分考虑硬岩矿柱地质强度指数

(GSI)的基础上^[16],基于 FLAC3D 数值计算方法和神经网络方法(BPNN)对某硬岩矿柱进行了稳定分析,将 GSI 引入到稳定矿柱的设计之中;江飞飞等利用离散元软件 3DEC,对比分析了永平铜矿不同采场参数方案下的应力、位移分布及变化情况^[17],择优确定了两步骤开采时的矿房宽度。

综上所述,国内外诸多学者在寻求矿房开挖效应控制以保证地下采场稳定安全方面进行了诸多有益的探索,形成了许多行之有效的控制方法^[13-15]。但是随着采矿应力水平升高,采场内岩体受开挖扰动影响较大,特别是在大规模矿房开采过程中,开采装药量增加,将会对矿柱造成一定程度的围岩损伤,致使矿柱动力破坏频次上升,且在矿柱受大规模爆破损伤影响时,矿柱稳定性更加难以保证。然而,目前对考虑爆破损伤效应影响的矿柱稳定性及控制的研究较少,矿柱稳定性研究面临巨大的挑战。因此,合理分析矿柱围岩损伤条件下的承载能力,开展考虑爆破损伤效应影响的矿柱稳定性及控制研究具有重要意义。研究结果为地下矿房的矿柱稳定性设计及矿房开采提供理论指导与支撑。

1 矿柱稳定性计算理论

1.1 矿柱安全宽度计算

地下矿山开采预留矿柱强度的计算一直以来是研究的重点,目前相关研究成果表明,采场中预留矿柱的宽高比(B/H)是决定矿柱强度的重要因素,现阶段采用的矿柱强度估算方法一般也参考矿柱宽与高之间的关系,如公式(1)所示。

$$\sigma_c = S[C + D(B^a/H^b)] \quad (1)$$

式中: σ_c 表示矿体的强度; S 表示与矿柱强度相

关的强度参数; C 、 D 均为经验系数,且具有 $C + D = 1$ 的关系; a 、 b 为矿柱宽度和高度的经验指数; B 为矿柱宽度; H 为矿柱高度。

依据公式(1)的形式,归纳了矿山生产领域常用的几种估算矿柱体强度的经验公式。

(1) Bieniawski 公式:1982 年, Bieniawski 与 Vanheerden 对南非 Witbank 煤矿宽高比为 0.5 ~ 34 的多个煤柱试件进行了大量的现场测试,统计得出的矿柱强度计算公式为^[13]

$$\sigma_c = \sigma_R [0.64 + 0.36(B/H)]^\alpha \quad (2)$$

式中: σ_R 为矿石单轴抗压强度; α 取值取决于矿柱的宽高比 B/H ,若满足 $B/H > 5$, $\alpha = 1.4$,若 $B/H < 5$, $\alpha = 1.0$ 。

(2) Lunder 强度公式:1998 年 Lunder 等将加拿大威斯特明资源公司的研究与公开的硬岩矿柱实例数据库相结合^[14],提出了一种适用于硬岩矿山矿柱强度计算的新方法

$$\sigma_c = 0.44\sigma_R(0.68 + 0.52K_a)^\alpha \quad (3)$$

式中: K_a 为矿柱摩擦系数

(3) 金属矿山矿柱强度经验公式

上述矿柱强度的经验计算方法大部分是基于煤矿、石膏矿等非金属矿山研究得到的^[18]。金属矿山的矿柱性质表现出明显的差异,特别是金属矿山采场内预留矿柱往往较大,其尺寸效应更加明显。以公式(1)为基本构型,有学者提出金属矿柱的强度公式形式如下

$$\sigma_c = \sigma_R H^\alpha B^\beta \quad (4)$$

根据《矿体岩石力学》,金属矿山常用的矿柱强度计算式可简化为

$$\sigma_c = \sigma_R (B/H)^{1/2} \quad (5)$$

则保持矿柱稳定性的安全系数定义为

$$n = \sigma_c / \sigma_p \quad (6)$$

式中, σ_p 为作用于矿柱中的应力,由下式计算

$$\sigma_p = \frac{q(2B_0 + 3B)L}{3BL} = \frac{q(2B_0 + 3B)}{3B} \quad (7)$$

式中: B_0 为矿房宽度,见图 1; L 为矿房长度; q 上覆岩体自重应力。

在地下金属矿山稳定性计算中,采场回采率 η 至关重要,采场回采率 η 为

$$\eta = \frac{B_0 L}{(B_0 + B)L} = \frac{B_0}{B_0 + B} \quad (8)$$

因此,考虑采矿回采率时可求得作用于矿柱中的应力为

$$\sigma_p = \frac{q(2\eta/1 - \eta b + 3B)L}{3BL} = \frac{3 - \eta}{3(1 - \eta)} q \quad (9)$$

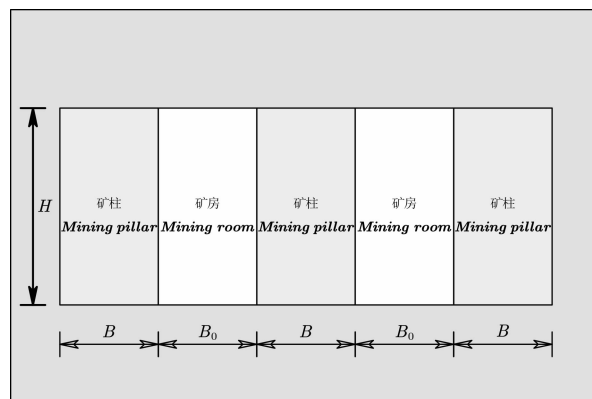


图 1 矿房开挖示意图

Fig. 1 Schematic diagram of mining room excavation

将公式(6)和公式(5)代入上式(9)中,可以得到金属矿山中关于矿柱宽度 B 与矿柱高度 H 的稳定性计算公式。

$$B = H \left[\frac{nq(3 - \eta)}{3\sigma_R(1 - \eta)} \right]^2 \quad (10)$$

假设矿石的密度为 3500 kg/m^3 ,单轴抗压强度为 150 MPa ,回采率为 0.6,开采安全系数为 1.4,则可以得到不同埋深条件下矿房矿柱的相对关系,见图 2。可以看出,随着埋深的增加,矿柱所承载的应力水平 q 将会增加,导致矿柱安全宽度有所增加;且随着矿柱高度的增加,矿柱的不稳定性增加,所需预留矿柱的安全宽度同样需要增加。

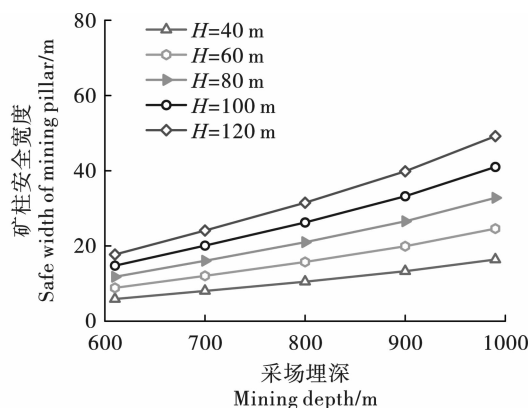


图 2 矿柱安全宽度与矿柱高度的关系

Fig. 2 The relationship between safe width and height of mining pillars

1.2 考虑爆破损伤影响的矿柱安全宽度计算

在上述计算过程中,并未考虑矿房爆破开采对矿柱的影响,尤其是在大规模矿房开采过程中,一次装药量达到数吨,爆破开采势必对表层矿石强度造成一定损伤,见图 3 所示。

矿柱表层岩体的损伤系数可以通过声波降低率表达

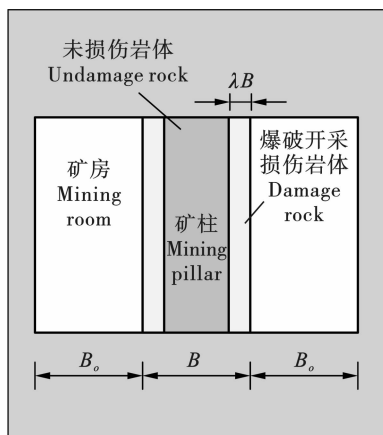


图3 考虑爆破损伤的矿柱承载示意图

Fig. 3 Schematic diagram of pillar bearing considering blasting damage

$$D = 1 - (1 - V_{p1}/V_{p0})^2 \quad (11)$$

式中: V_{p0} 与 V_{p1} 分别为矿房爆破开采前后围岩的声波波速。试验表明, 围岩产生损伤之后, 对应岩石的体积模量与弹性模量将会同步降低, 且围岩损伤系数 D 越大, 围岩体积模量与弹性模量越低。

$$\begin{cases} \bar{K} = K(1 - D) \\ \bar{E} = E(1 - D) \end{cases} \quad (12)$$

相关研究表明^[19], 围岩强度和岩石体积模量、弹性模量呈正相关关系, 围岩体积模量与弹性模量越低, 则围岩强度一般越低。故由此分析可知, 当大规模矿房开挖时, 围岩损伤增加, 则矿柱表面岩体强度将会降低。损伤力学的能量等效原理指出围岩强度的应力应变关系如下^[20]

$$\sigma = E(1 - D)^2 \varepsilon \quad (13)$$

若假设矿石强度降低为 $(1 - D)^2 \sigma_R$, 单侧爆破损伤深度为 λB 。则可知在矿柱承载安全宽度 B 范围内, 矿石平均强度降低为

$$S_R = (1 - D)^2 \sigma_R 2\lambda + \sigma_R (1 - 2\lambda) \quad (14)$$

将上式代入公式(10)可得考虑爆破损伤效应影响的矿柱安全宽度计算公式为

$$B = H \left\{ \frac{nq(3 - \eta)}{3[2(1 - D)^2 S_R \lambda + S_R (1 - 2\lambda)](1 - \eta)} \right\}^2 \quad (15)$$

由此可见, 当考虑爆破损伤影响时, 矿柱安全宽度势必增加。此时矿柱预留安全宽度与矿柱高度之间的关系如图4所示。

由计算结果可知, 在考虑爆破损伤弱化效应影响时, 当埋深为 1000 m, 矿柱高度为 100 m, 考虑爆破损伤影响时, 矿柱安全宽度约为 50.84 m, 而在图2中, 若不考虑爆破损伤影响, 矿柱安全宽度则为 39.85 m, 安全宽度增加约 10.99 m, 增加幅度为

27.6%。在矿房爆破开采过程中, 假设损伤系数不变, 单侧损伤深度增加至 $0.2B$, 那么矿柱的平均强度将会降低至原来的 63%, 预留矿柱的安全宽度进一步增加至 62.89 m, 预留安全宽度增加约 57.81%。由此可见, 如果开采过程中不对爆破损伤深度进行控制, 将会严重高估计矿柱的安全承载能力, 进而影响矿柱的稳定性。

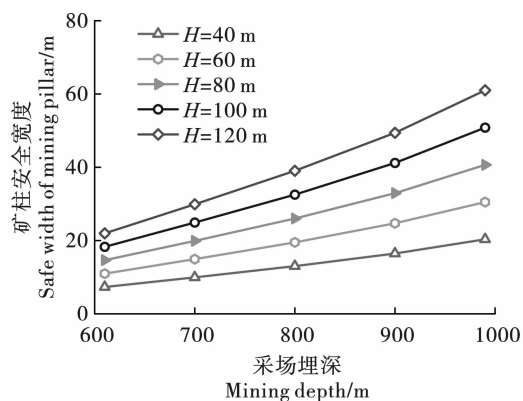


图4 考虑爆破损伤的矿柱安全宽度与矿柱高度的关系

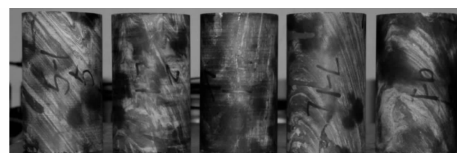
Fig. 4 The relationship between safe width and height of mining pillars considering blasting damage

2 矿柱爆破损伤控制

上节指出, 考虑采场爆破损伤影响时, 矿柱稳定性及承载能力将会降低, 因此, 本节基于数值模拟方法对矿房开采爆破方案进行优化, 以降低矿房开采诱发的爆破损伤深度。

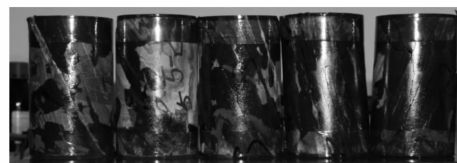
2.1 采场岩石力学参数及计算模型

为合理确定数值模拟的基本物理力学参数, 本节通过在采场钻取岩芯, 开展室内单轴压缩及巴西劈裂等试验, 试样试验前后情况见图5和图6, 得到矿区岩石基本物理力学参数如表1所示。



(a) 试验前

(a) Before the experiment



(b) 试验后

(b) After the experiment

图5 单轴压缩试验

Fig. 5 Uniaxial compression test

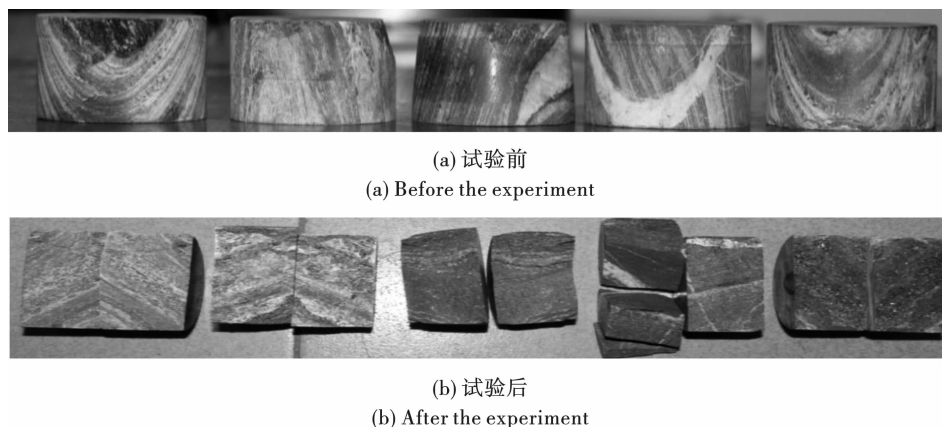


图 6 巴西劈裂试验

Fig. 6 Brazilian splitting test

表 1 矿区岩石力学参数

Table 1 Rock mechanics parameters in mining areas

编号 Number	密度 Density/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	抗压强度 Compressive strength/MPa	抗拉强度 Tensile strength/MPa	泊松比 Poisson's ratio	弹性模量 Elastic modulus/GPa
1#	3590	127.1	5.86	0.212	51.67
2#	3560	149.6	13.21	0.160	73.83
3#	3570	155.3	5.89	0.192	88.74
4#	3450	145.6	4.86	0.196	76.80
5#	3550	189	6.18	0.224	91.57

以某矿区实际矿房开采为例进行数值模拟分析,开采时初步拟定采场结构参数(矿房矿柱宽 $\times$ 长 $\times$ 高)为 $20\text{ m} \times 80\text{ m} \times 80\text{ m}$,沿高度方向以 25 m 、 25 m 、 30 m 进行分段凿岩爆破。使用中深孔落矿,采用液压凿岩台车凿上向扇形孔,炮孔直径 $\phi =$

80 mm ,炮孔排距 $1.5 \sim 2\text{ m}$,边孔角 40° ,此后约每隔 8° 布置下一个炮孔,孔深 $8.1 \sim 22.4\text{ m}$,堵塞段长度分别为 2 m 、 3 m 间隔布置,孔底距 $2.5 \sim 6.1\text{ m}$,炮孔参数见表2。

表 2 炮孔参数

Table 2 Blast hole parameters

炮孔编号 Blast hole number	1#	2#	3#	4#	5#	6#
炮孔倾角 Blasthole inclination angle/ $^\circ$	40	48	56	64	72	80
炮孔长度 Hole length/m	8.14	8.90	12.63	16.21	22.39	17.78
堵塞长度 Stemming length/m	2	3	2	3	2	3

采用底部起爆的方式。孔底与矿柱边界留有 0.7 m 安全距离。矿区爆破开采示意图见图7。

在采场爆破开挖时,矿房分层爆破孔基本参数一致,仅矿房开采高度存在差异,因此,本文通过分析中间层 25 m 矿房爆破开采造成的影响,建立数值

模型见图8,数值模拟的网格数为 747300 ,节点数为 759400 ,运行时间为 500 ms ,采用国际单位(kg-m-s)进行计算。

采用ANSYS/LS-DYNA数值模拟软件分不同工况对扇形深孔爆破模型进行数值模拟,模型边界为

无反射边界,并考虑埋深 780 m 约 21 MPa 的地应力(在某铁矿 - 700 m 埋深地应力水平实测值 $\sigma_H = 19.51$ MPa, $\sigma_v = 18.48$ MPa, $\sigma_h = 16.78$ MPa; - 850 m 实测值: $\sigma_H = 22.53$ MPa, $\sigma_v = 22.44$ MPa, $\sigma_h = 20.69$ MPa, 两处测试最大水平应力与竖直应力近似相等,故本文以静水压力水平来进行计算),对比矿柱损伤范围。采用乳化炸药材料,利用高能材料模型 * MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN 来模拟,并用 * EOS_JWL 状态方程控制爆轰压力的变化过程,JWL 状态方程表达式如下

$$P = A\left(1 - \frac{\omega}{R_1 V}\right)e^{-R_1 V} + B\left(1 - \frac{\omega}{R_2 V}\right)e^{-R_2 V} + \frac{\omega E_0}{V}$$

(16)

式中: P 为 Chapman-jouguet 爆轰压力; V 为相对体积; E_0 为初始能量密度; A_0 、 B_0 、 R_1 、 R_2 和 ω 为描

述 JWL 方程的独立常数。炸药参数见表 3^[21]。

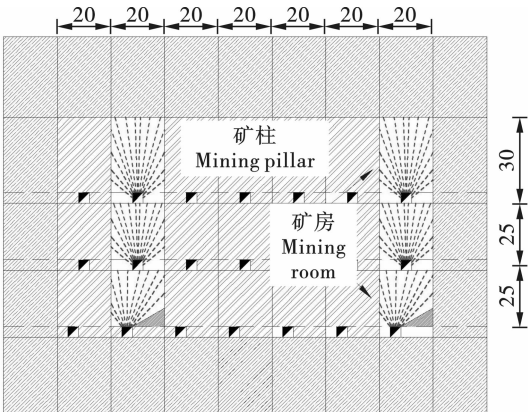


图 7 矿区爆破开采示意图(单位:m)
Fig. 7 Schematic diagram of mining blasting in mining area(unit:m)

表 3 炸药参数
Table 3 Explosive parameters

密度 Density/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	爆速 Detonation velocity/ ($\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$)	A_0/GPa	B_0/GPa	R_1	R_2	ω
1000	3600	209.69	3.51	5.76	1.29	0.39

采用 Riedel 等提出的 RHT(The Riedel Hiermaier Thoma) 模型计算矿房开采产生的爆破损伤^[11,22,23],该模型考虑了三维应力空间中的强度特

性,可以反映岩石等材料在高地应力情况下的力学性能,依据室内岩石力学实验,得到矿区计算使用的 RHT 模型参数见表 4。

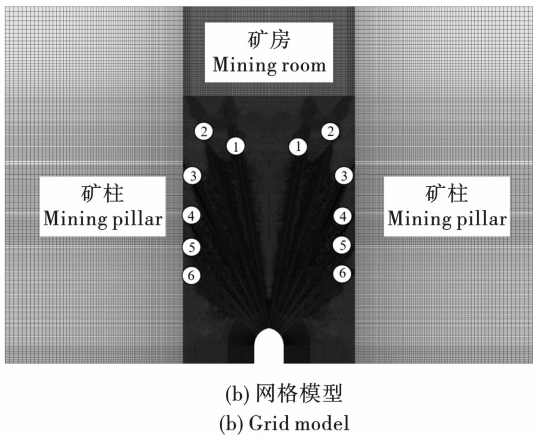
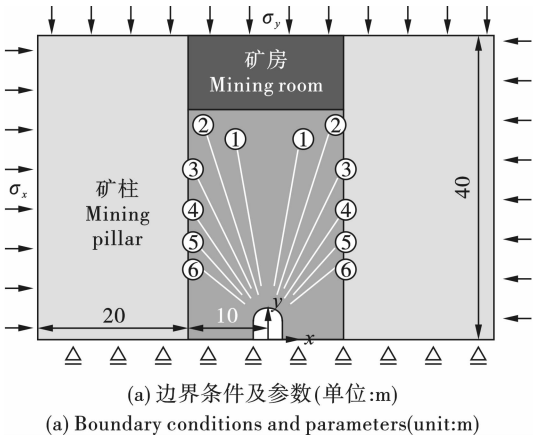


图 8 矿房爆破开采数值模型
Fig. 8 Numerical model of mining rooms blasting

2.2 矿柱爆破损伤计算

为对比不同开采条件对矿柱造成的影响,并据此针对性地提出爆破方案优化,本节主要计算矿房同时爆破开采、25 ms 微差起爆(共 6 个炮孔,每个炮孔延时 25 ms,总延时 150 ms,初始地应力平衡 200 ms,模型共计算 350 ms)、50 ms 微差起爆(共

6 个炮孔,每个炮孔延时 50 ms,总延时 300 ms,初始地应力平衡 200 ms,模型共计算 500 ms)的工况,然后在通过对比三种工况提出了间隔 50 ms 起爆优化方案。

假设每排扇形孔同时起爆,爆破后损伤结果见图 9,可以看出,在矿房同时爆破开采的条件下,装

药量较大,每个孔同时起爆将会产生应力波叠加,造成矿柱损伤深度较大,单侧围岩损伤深度高达 4 ~ 5 m,相较于 $B = 20$ m 宽度的预留矿柱,围岩单侧损伤深度比例约 0.2 ~ 0.25 B ,若考虑最危险条件,矿

柱另一侧同样进行矿房开挖,那么 20 m 矿柱将产生高达 10 m 的爆破损伤,严重影响矿柱承载能力与稳定性,应该在爆破开采过程中避免。

表 4 数值模拟参数

Table 4 The parameters of numerical simulation

参数 Parameter	参数取值 Parameter value selection	参数 Parameter	参数取值 Parameter value selection	参数 Parameter	参数取值 Parameter value selection
ρ	3544 kg/m ³	G_C^*	0.53	Q_0	0.68
A_1	80.63 GPa	G_T^*	0.7	B	0.05
A_2	98.34 GPa	f_c	153.32 MPa	β_c	0.009
A_3	20.67 GPa	f_t^*	0.047	β_t	0.012
B_0	1.22	f_s^*	0.21	D_1	0.04
B_1	1.22	G	32 GPa	D_2	1.0
T_1	80.63 GPa	A	1.32	A_f	0.25
T_2	0.0	N	0.65	N_f	0.62



图 9 同时起爆损伤云图

Fig. 9 Blasting damage of simultaneous detonation

在此基础上,计算不同微差起爆诱发的矿柱爆破损伤特征,不同微差起爆损伤结果见图 10。由图 10 可以看出,当采用 25 ms 微差起爆时,各炮孔装药之间的相互作用力降低,矿房开采造成的扰动程度降低,围岩损伤深度较同时起爆大幅降低,此时围岩损伤深度约为 3 ~ 3.5 m。当爆破延时进一步增加至 50 ms 时,炸药之间的相互作用力进一步降低,围岩损伤深度约降低为 2 m 左右,对矿柱的扰动程度进一步降低,矿柱承载能力相比同时起爆有所增加。

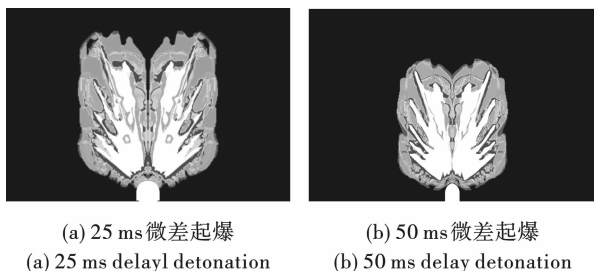


图 10 微差起爆损伤云图

Fig. 10 Blasting damage of millisecond detonation

2.3 矿柱内部爆破动力响应分析

通过上述分析可知,矿房开采产生的爆破能量除进行矿房破坏开采之外,将会同时向矿柱内部传递,导致矿柱产生较大的损伤,为分析传递至矿柱内部爆破能量诱发矿柱产生的动力特性,沿矿柱深度和高度方向分别取不同爆破开挖条件下矿柱振动特征,矿柱内部爆破振动测点见图 11。

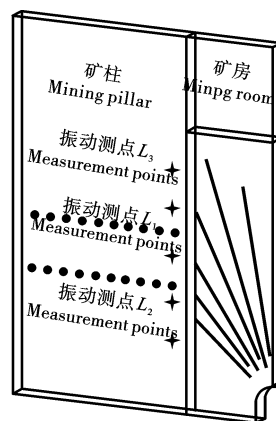


图 11 矿柱内部爆破振动测点

Fig. 11 Internal blasting vibration measurement points in the mine pillar

上一节计算结果表明,较大延时的爆破开挖对矿柱造成的损伤深度较浅,为方便起见,这里仅对比 50 ms 微差爆破与同时起爆诱发矿柱产生的动力特征,得到深度方向(L_1 和 L_2 测点)与高度方向(L_3 测点)爆破振动见图 12。

从图 12(a)可以看出,沿矿柱深度方向,随着传

播距离的增加,爆破振动峰值逐渐衰减,但是同时起爆时,质点振动速度峰值在距离交界面0~5 m内先降低后增大,在5~20 m内,振动峰值衰减较快;而对于微差起爆,一直呈现衰减的趋势,且爆破振动峰

值衰减较快。50 ms微差起爆时,诱发矿柱产生的爆破振动峰值明显下降,且在远离矿房5 m之后,爆破振动衰减较慢,证明在矿柱内部诱发的爆破损伤深度较浅。

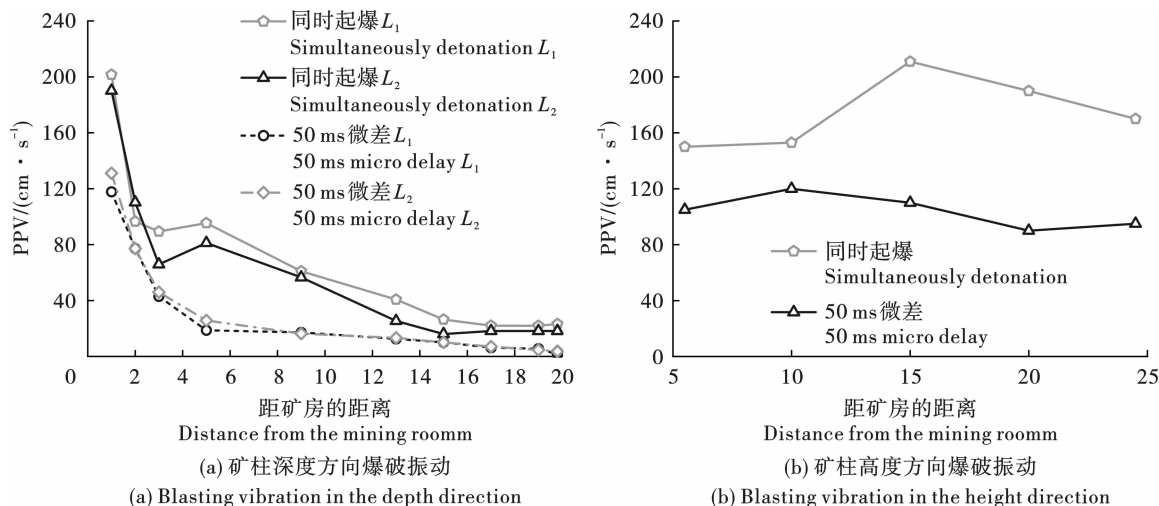


图12 不同测点爆破振动峰值

Fig. 12 Peak values of blasting vibrations at different measurement points

对比图12(b)可知,同时起爆时,爆破振动峰值较大值位于矿柱中部,即位于④炮孔附近,推测原因是由于①、②炮孔装药量大,炮孔较长,起爆后应力波作用时间较长,向矿柱内部传递至④炮孔底部时,与④炮孔顶端炸药激发的应力波相叠加,产生较大的爆破振动。而微差起爆时,爆破振动较大值位于矿柱下部区域,这是由于起爆延时较大,①~④的炮孔产生的应力波很难得到叠加,但是由于上部炮孔较长,应力波作用时间长,故起爆延时较大时,将会与底部最后起爆的⑤⑥炮孔诱发的应力波叠加,故在矿柱下部产生较大的爆破振动。

通过上述分析可知,无论是同时起爆还是微差起爆,均将会导致除炸药破岩之外的能量向矿柱内部传播,导致矿柱产生较大的爆破振动,诱发矿柱近区产生较大的爆破损伤。若可以降低朝矿柱内部传递的爆破能量,则可以降低矿柱产生的动力响应,进而降低矿柱产生的爆破损伤。因此,下节将基于降低爆破振动能量传递水平来进行矿房开采爆破方案优化。

3 矿房开采爆破方案优化

根据上述计算结果可知,微差起爆能够良好控制矿房开采诱发的爆破损伤深度,进而改善矿柱的承载能力。其本质是降低了应力波的叠加水平,进而降低了矿柱爆破损伤深度,但是如果通过降低爆破振动能量向矿柱传递的量值,则将会实现矿柱爆

破损伤深度的进一步降低。

目前相关学者研究表明,爆破产生的自由面对爆破诱发振动峰值影响显著,爆破自由面越少,诱发的振动峰值越大^[24]。故爆破过程中若自由面越多,爆破能量越将会向自由面耗散,则传递至岩体内部的能量越低。由此可知,如果在矿房爆破开采时,通过控制起爆顺序,增加矿房开采的自由面数量,则可以达到降低爆破能量向矿柱传递的效果^[25]。

基于上述分析,本文提出优化后的爆破顺序:即在图8中,将1~6号炮孔顺序起爆变为②-④-⑥-①-③-⑤,每段微差时间为50 ms,该起爆方式将会首先在②、④、⑥炮孔处形成爆破破碎空间和新的自由面,则①、③、⑤炮孔内炸药起爆时,产生的能量将会优先向②、④、⑥产生的自由空间耗散,故①、③、⑤炮孔起爆后向矿柱深处传递的能量将会进一步降低,矿柱损伤深度进一步降低。按照该起爆方式,计算得到50 ms间隔微差爆破损伤结果如图13所示。

可以看出,采用该方法,矿柱损伤深度较图10(b)顺序起爆进一步降低,仅在②、④、⑥炮孔底部产生较大的损伤,围岩平均损伤深度降低为1~1.5 m,矿柱承载能力进一步改善。

为验证该方法在矿柱内部降低爆破能量传递的有效性,沿矿柱深度方向取爆破振动结果,得到矿柱内部的爆破振动峰值如图14所示。由图14可以看出,采用该方法,矿柱内部的整体振动水平有所降

低,矿柱表面爆破振动峰值降低幅度约为 16.6%,意味着②、④、⑥炮孔起爆形成的自由面诱使①、③、⑤炸药起爆的能量向矿房自由面传递,从而保证传递至矿柱内部的爆破能量降低,降低了矿柱的扰动程度,由此减小了矿柱的爆破损伤深度。



图 13 间隔微差起爆损伤云图

Fig. 13 Blasting damage of interval millisecond detonation

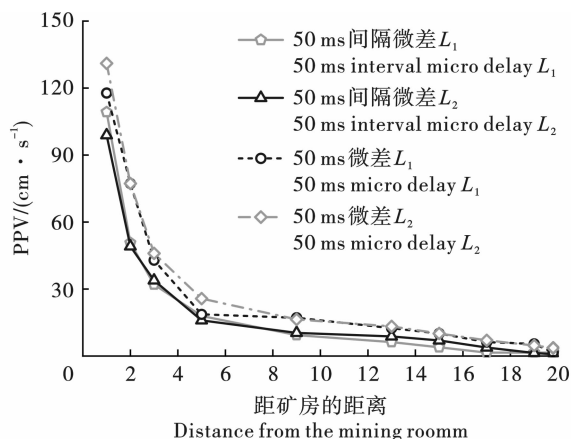


图 14 爆破振动峰值对比

Fig. 14 Comparison of peak value of blast vibration

为对比 2.2 节和第 3 节矿柱产生爆破损伤后的承载能力,将不同计算工况下的矿柱爆破损伤深度代入 1.2 节的公式(15),求得在相同安全系数和本文计算埋深条件下(−780 m)矿柱的安全宽度和高度的关系,见图 15。由图 15 可以看出,采用优化后的爆破开采顺序,在矿柱高度一致的条件下矿柱所需的安全宽度最小,本文提出的优化方案有利于增加深埋矿山采场安全承载能力。

4 结论

本文通过理论推导分析了矿房开采爆破损伤对矿柱稳定性的影响,建立了考虑爆破损伤影响的矿柱安全宽度计算模型,采用数值模拟方法探究了不同爆破开采方案对矿柱稳定性及其诱发矿柱动力响应的影响,并对矿房开采爆破方案进行优化,得到以下主要结论:

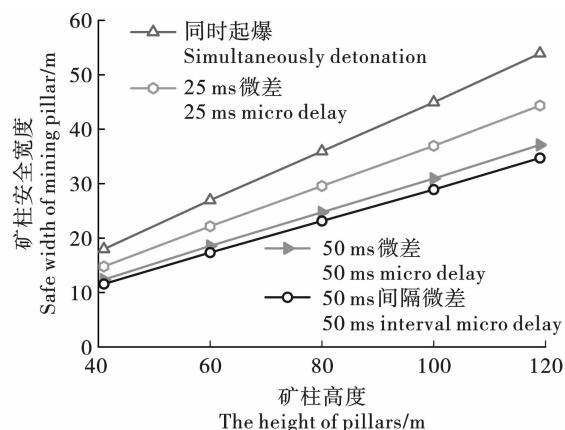


图 15 不同爆破损伤条件下矿柱承载能力对比

Fig. 15 Comparison of the bearing capacity of rock pillars under different blast damage conditions

(1)明确了爆破损伤响应下矿柱安全宽度与高度之间的关系,在埋深一定的条件下,矿柱爆破损伤深度及程度越大,矿柱稳定性及承载能力越低,因而需要适当增加矿柱的预留安全宽度。

(2)在矿房爆破开采过程中,爆破起爆方式对矿柱的振动响应有显著影响,采用同步起爆导致矿柱中部产生较大的振动响应,而微差起爆则能诱发矿柱下部产生较大的振动;此外,微差延时越大,矿柱的爆破损伤深度越小。

(3)基于矿柱内部爆破能量传递规律,提出了一种间隔微差爆破的矿房开采方法,通过增加矿房爆破开采过程中的局部自由面,减小了传递至矿柱的爆破能量,有效降低了矿柱爆破损伤深度,提高了矿柱承载能力。

参考文献 (References)

- [1] 谢和平. 深部岩体力学与开采理论研究进展[J]. 煤炭学报, 2019, 44(5): 1283-1305.
- [1] XIE He-ping. Research review of the state key research development program of China: Deep rock mechanics and mining theory [J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(5): 1283-1305. (in Chinese)
- [2] 蔡美峰, 薛鼎龙, 任奋华. 金属矿深部开采现状与发展战略[J]. 工程科学学报, 2019, 41(4): 417-426.
- [2] CAI Mei-feng, XUE Ding-long, REN Fen-hua. Current status and development strategy of metal mines [J]. Chinese Journal of Engineering, 2019, 41(4): 417-426. (in Chinese)
- [3] CHRISTOPHER, POLLON. Digging deeper for answers [J]. CIM Magazine, 2017, 12(2): 36-37.
- [4] SCHWEITZER J K, JOHNSON R A. Geotechnical classification of deep and ultra-deep Witwatersrand mining are-

- as, South Africa[J]. Mineralium Deposita, 1997, 32(4): 335-348.
- [5] TOLLINSKY N. Companies tackle challenges of deep mining[J]. Sudbury Mining Solutions Journal, 2004, 1(2): 6.
- [6] J G KIM, M A M ALI, H S YANG. Robust design of pillar arrangement for safe room-and-pillar mining method[J]. Geotechnical and Geological Engineering, 2019, 37(3): 1931-1942.
- [7] 罗斌玉, 叶义成, 李玉飞, 等. Mohr-Coulomb 准则下倾斜矿柱稳定性的安全系数法[J]. 煤炭学报, 2018, 43(9): 2408-2415.
- [7] LUO Bin-yu, YE Yi-cheng, LI Yu-fei, et al. Safety factor method for stability of inclined pillars under Mohr-Coulomb criterion[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(9): 2408-2415. (in Chinese)
- [8] 姜立春, 魏叙深, 吴爱祥. 基于动态强度折减法矿柱渐进失稳演变规律[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2016, 47(2): 621-627.
- [8] JIANG Li-chun, WEI Xu-shen, WU Ai-xiang. Gradual evolution law of pillar based on dynamic strength reduction method[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2016, 47(2): 621-627. (in Chinese)
- [9] 刘学增, 翟德元. 矿柱可靠度设计[J]. 岩石力学与工程学报, 2000(1): 85-88.
- [9] LIU Xue-zeng, ZHAI De-yuan. Reliability-based design of mine pillars[J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2000(1): 85-88. (in Chinese)
- [10] 李俊平. 缓倾斜采空场处理新方法 & 采场地压控制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004(2): 356.
- [10] LI Jun-ping. Study of new disposing method and group pressure control for gently inclined abandoned stope[J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2004(2): 356. (in Chinese)
- [11] 曹 帅, 杜翠凤, 谭玉叶, 等. 金属矿山阶段嗣后充填胶结充填体矿柱力学模型分析[J]. 岩土力学, 2015, 36(8): 2370-2376.
- [11] CAO Shuai, DU Cui-feng, TAN Yu-ye, et al. Mechanical model analysis of consolidated filling pillar using stage-delayed backfill in metal mines[J]. Rock and Soil Mechanics, 2015, 36(8): 2370-2376. (in Chinese)
- [12] SALAMON M-D-G, MUNRO A-H. A study of the strength of coal pillars[J]. Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, 1967, 68(2): 55-67.
- [13] BIENIAWSKI Z T, HEERDEN W. The significance of in-situ test on large rock specimens [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 1975, 12(4): 101-113.
- [14] LUNDER P-J, PAKALNIS R-C. Determination of the strength of hard-rock mine pillars [J]. CIM Bulletin, 1997, 90(1013): 51-55.
- [15] 于清军, 李元辉, 刘照朋, 等. 落矿冲击作用下矿柱结构参数优化与稳定性分析[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2019, 50(5): 1181-1191.
- [15] YU Qing-jun, LI Yuan-hui, LIU Zhao-peng, et al. Stability analysis and structural parameter optimization of pillar under impact of rockfall[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2019, 50(5): 1181-1191. (in Chinese)
- [16] LI Chuan-qi, ZHOU Jian, DANIAL Jahed-Armaghani, et al. Stability analysis of underground mine hard rock pillars via combination of finite difference methods, neural networks, and Monte Carlo simulation techniques [J]. Underground Space, 2020, 6(4): 379-395.
- [17] 江飞飞, 李向东, 张融江, 等. 基于 3DEC 的两步骤空场嗣后充填采场结构参数优化[J]. 地下空间与工程学报, 2016, 12(S2): 805-810.
- [17] JIANG Fei-fei, LI Xiang-dong, ZHANG Rong-jiang, et al. Optimization research on structural parameters of two-step open stoping with subsequent filling based on 3 DEC[J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2016, 12(S2): 805-810. (in Chinese)
- [18] 郑永学. 矿山岩体力学[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1988.
- [18] ZHENG Yong-xue. Mining rock mechanics[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1988. (in Chinese)
- [19] 林 斌, 徐 冬. 不同岩性岩石的单轴抗压强度与弹性模量关系[J]. 煤矿安全, 2017, 48(3): 160-162.
- [19] LIN Bin, XU Dong. Relationship between uniaxial compressive strength and elastic modulus of rocks based on different lithological characters [J]. Safety in Coal Mines, 2017, 48(3): 160-162. (in Chinese)
- [20] LIN Bin, XU Dong. Relationship between uniaxial compressive strength and elastic modulus of rocks based on different lithological [J]. Safety in Coal Mines, 2017, 48(3): 160-162.
- [21] TRISHA S, KISHN J. M C. Energy-based equivalence between damage and fracture in concrete under fatigue [J]. Engineering Fracture Mechanics, 2007, 74(15): 2320-2333.
- [22] 张翔宇, 严 鹏, 卢文波, 等. 深埋矿体采场爆破对矿柱的损伤特性研究[J]. 振动与冲击, 2023, 42(1): 123-131, 189.
- [22] ZHANG Xiang-yu, YAN Peng, LU Wen-bo et al. Damage characteristics of ore pillars induced by deep buried ore-body stope blasting[J]. Journal of Vibration and Shock, 2023, 42(1): 123-131, 189. (in Chinese)