

李子金矿急倾斜矿体爆破参数优化

李电辉

(甘肃省天水李子金矿有限公司)

摘要:李子金矿急倾斜矿体开采面临着矿体厚度薄且地质条件复杂的问题,现有采矿方法和工艺难以满足日益严峻的生产需求。为了优化爆破参数,提升矿体破碎效果并降低矿石贫化率,结合数值模拟与现场试验对李子金矿急倾斜薄矿体的爆破参数进行了优化。采用采场围岩与矿体岩石单孔爆破模拟试验,深入分析了现场使用炸药条件下,岩石损伤率与质点峰值振动速度之间的关系。通过对不同炮孔参数组合的分析,确定了最优方案为 0.3 m 抵抗线与 0.5 m 排距的炮孔组合。优化后的爆破参数有效改善了采场的采空区形态,减少了超挖和欠挖现象,确保了高效、安全的采矿作业。

关键词:急倾斜矿体;薄矿体;爆破参数优化;数值模拟;岩石损伤;质点振动速度;矿石贫化率

中图分类号:TD235

文章编号:1001-1277(2025)07-0079-08

文献标志码:A

doi:10.11792/hj20250712

引言

矿产资源是经济社会发展的重要物质基础,在推动国家经济增长、改善人民生活和维护国家安全方面发挥着不可或缺的作用^[1]。虽然中国矿产资源种类齐全,但其赋存特点具有“贫、细、杂、散”的显著特征。特别是在黄金矿山中,大量矿体品位较低,矿岩软弱破碎,厚度由薄至极薄不等。这类矿体的开采难度较高,成本也较为昂贵,开采难度较大,如果不能对矿体高效破碎,很难满足实际生产要求。

如何有效利用炸药参数组合提升爆破安全经济指标,一直是国内外学者们关注的重点。王春光等^[2]以蚕庄金矿-870 m 四分层大巷为研究对象,通过爆破损伤、应力变化和振速变化等多个评价指标,比较了 4 种不同装药结构,包括无封堵、封堵+空气间隔装药、封堵+水介质孔口间隔装药、封堵+水介质两端间隔装药的数值模拟结果,选出了在该矿区条件下最适宜的装药结构参数,为后续爆破方案的优化提供了依据。张波^[3]通过研究焦家金矿岩体爆破振动速度的传播特性,并结合 GB 6722—2023《爆破安全规程》,提出了一种新的动力应力比法,为药量设计和深层矿床安全开采提供依据。张伟等^[4]为解决北衙金矿预裂爆破效果差的问题,利用 ANSYS/LS-DYNA 内置 RHT 模型损伤研究了不同孔距的爆破效果,结果表明,130 cm 的炮孔间距能有效平衡对保留岩体的扰动与对开挖岩体的爆破成缝,现场试验验证了其良好效

果,为设计提供参考。叶海旺等^[5]为降低矿山爆破大块率,使用 MATLAB 和 ANSYS/LS-DYNA 软件,建立了含柱状节理的台阶爆破数值模型,降低了现场大块率。王正英等^[6]通过会宝岭铁矿爆破振动实测数据,应用萨道夫斯基公式研究振动衰减规律,分析安全距离,并确定不同中段开采的最大药量。张小瑞等^[7]在中深部急倾斜薄矿体的深孔爆破中,基于 PFC 2D 与 ANSYS/LS-DYNA 软件分析了围岩夹制力对爆破效果的影响,确定炮孔直径为 65 mm、排距 1.6 m 为最优爆破参数。孙刚有等^[8]以广东某硬岩矿山为对象,采用 ANSYS/LS-DYNA 软件对中深孔爆破参数进行数值模拟,研究其在深部急倾斜薄矿脉中的适用性。结果表明,小孔径、小孔距方案应力分布均匀、爆破效果好,且可有效控制边帮振动,保障开采安全。谢俊等^[9]通过进行平行中深孔与扇形中深孔的现场试验,获得了扇形中深孔比平行中深孔工程量少、千吨采切比小的结论;将扇形中深孔采矿方法在急倾斜薄矿脉中推广应用,取得了一定经济效益。戚伟等^[10]以青海山金矿业有限公司果洛龙洼矿区采用中深孔爆破,通过爆破参数控制了贫损指标,获得较好的经济效益。徐帅等^[11]依托金厂沟梁金矿工业实验,基于 ANSYS/LS-DYNA 开展急倾斜薄矿脉中深孔爆破参数优化研究,确定最优参数为 1.0 m×1.4 m。现场试验验证爆破效果良好,矿石损失少,围岩稳定性高。廖明超^[12]采用中深孔爆破对采矿方法进行了优化,获得了较好的经济效益。林海祥等^[13]针对银山矿爆破过程中超采

收稿日期:2025-02-19; 修回日期:2025-04-23

基金项目:国家重点研发计划项目(2022YFC2905004)

作者简介:李电辉(1971—),男,高级工程师,硕士研究生,从事矿山采矿技术、生产管理工作;E-mail:LDHZDY@126.com

与大块率高的问题,通过仿真试验优化爆破参数,确定梅花形布孔、孔径 76 mm、排距 1.5 m 为最优方案,有效改善能量分布与爆破效果。安龙等^[14]针对急倾斜薄矿脉破碎矿体的开采特点,采用无底柱分段崩落法配套布孔设计,通过优化爆破参数控制散体初始运动状态,有助于降低矿石损失与贫化率,提高爆破出矿效率与围岩稳定性。王晓峰^[15]针对鑫达公司薄矿脉围岩破碎、浅孔法开采难度大等问题,提出中深孔分段凿岩阶段矿房采矿法,并优化凿岩爆破参数。工业应用表明,该方法可显著降低损失贫化率,提升出矿效率,具有良好推广价值。王志芳^[16]针对矿岩欠稳的急倾斜薄矿脉,提出通过优化采矿方法与爆破工艺,提高矿岩稳定性与作业安全性,有效控制矿石损失与围岩扰动,为类似条件下的薄矿脉开采提供了技术借鉴。张兵等^[17]在某铜矿采用分段空场中深孔爆破落矿,基于爆破漏斗试验和工业试验确定了合理的装药埋深与孔网参数,实现了炸药单耗由 0.47 kg/t 降至 0.39 kg/t,爆破效果明显提升。展卫露等^[18]通过可爆性分析和漏斗试验优化锡铁山中深孔爆破参数,使炸药单耗降低至 0.38 kg/t,单位炮孔崩矿量提升近 10%,爆破效果显著改善。张纯锋等^[19]以丰山铜矿为背景,通过爆破漏斗试验和相似律理论优化中深孔参数,确定 $\phi 64$ mm 炮孔的最佳排距、抵抗线和炸药单耗,有效提升了爆破效率与经济性。李绍斌等^[20]采用数值模拟方式对齐发起爆的预裂爆破技术进行优化,有效提高半孔率和平整度,降低了边坡维护成本,提升了边坡稳定性。

以上研究表明,通过数值模拟可以在一定程度上改变爆破效果,因此本文以甘肃省天水李子金矿有限公司(下称“李子金矿”)尖草湾矿区 5 号矿体的 1 320 m 中段采场为工程背景,利用 ANSYS/LS-DYNA 软件对现场爆破参数进行模拟对比,选出最优爆破参数方案后进行工程试验,为类似薄矿脉开采爆破参数优化提供参考与借鉴。

1 工程背景

李子金矿尖草湾矿区 5-6 号矿体的倾角为 $70^{\circ} \sim 85^{\circ}$,厚度为 0.3 ~ 0.5 m,属于急倾斜且极薄的难采矿体。针对这一矿体,矿区通常采用留矿采矿法或其变种方法,整体采矿工艺为空场采矿法。在实际操作中,由于受承包方式、结算方式等因素的制约,凿岩爆破过程中,部分矿体采用混采方式。尤其是在 1 360 m/1 320 m 等中段以上的超高品位(部分矿段的品位可高达 20 ~ 30 g/t)矿石开采时,混采后出矿品位仍能满足生产需求。然而,随着采矿进程的推进,超高品位矿体大部分已开采完毕,剩余矿体的地质品位

相对较低。原有的采矿方法和工艺已经无法满足当前的生产需求,因此需要进行新采矿方法和工艺的优化与调整。

矿区拟采用如图 1 所示的轻质吸能类膏体削壁充填法进行回采,矿岩分爆分采,先用抛掷爆破技术回采上盘围岩(也可以先爆破矿石,后爆破围岩),围岩被就地抛入采场内充填,上部采用轻质吸能材料将废石面胶结,从而形成平整并具有一定强度的充填体,解决采场高品位粉矿损失大、工人劳动强度大、生产管理复杂、生产能力严重不足等问题。

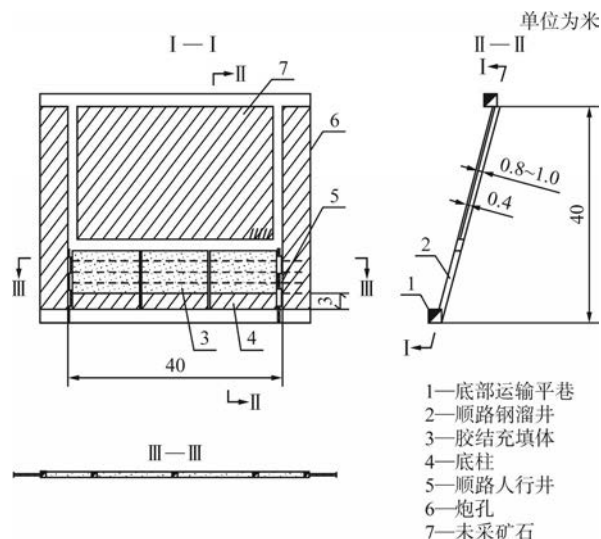


图 1 轻质吸能类膏体削壁充填法标准方案

Fig. 1 Standard scheme of lightweight energy-absorbing paste resuing and filling method

如何将矿岩分采且采矿损失贫化指标控制到最优水平,成为目前亟须解决的问题。现场采用 YT28 气腿式钻机进行落矿与削壁炮孔的布置,炮孔直径为 40 mm,与矿体倾角平行,长度控制在 0.8 ~ 1.0 m,落矿炮孔呈“一”字形布置在矿体中间。在落矿孔凿岩时同时施工削壁孔,与落矿孔交错排布,防止落矿爆破后施工削壁孔时,因岩石松动造成施工人员安全风险,整体削壁与落矿炮孔布置如图 2 所示。

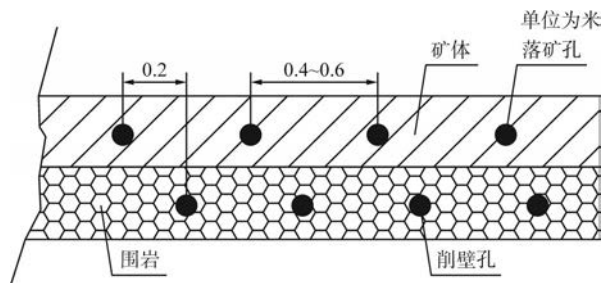


图 2 采场落矿设计示意图

Fig. 2 Schematic diagram of caving design in stope

2 薄矿脉采幅控制数值模拟研究

LS-DYNA 是目前较为通用的非线性动力分析有

限元软件,可以高效处理几何非线性、材料非线性及接触非线性结构的爆炸、冲击等动态问题。该软件提供了上百种常见的金属及非金属材料模型,如弹性材料、弹塑性材料、土壤、混凝土、岩石、炸药及爆炸后产生的气体等,应用范围较广。同时,LS-DYNA 还提供了多种材料模型和动态分析功能,能够精确模拟爆破过程、岩石破碎、地面振动、飞石及岩体稳定性等问题。因此,利用LS-DYNA 强大的非线性动力学分析能力,通过数值模拟,可以优化爆破设计,合理选择炸药量、孔距、起爆顺序等参数,提升矿石破碎效果,减

少资源浪费并降低对周围环境的影响,有效解决矿山开采中的复杂问题。

2.1 数值模拟参数选择

2.1.1 岩石材料参数

对5号脉17勘探线—19勘探线1 320 m中段采场的围岩与矿体分别进行取样,并在岩石试件加工室按照国家标准将试件加工制作成标准试件,在室内进行岩石加卸载力学试验,最后测定岩石力学特性,结果如表1所示。

LS-DYNA内置的RHT(Riedel-Hiermaier-Thoma,

表 1 李子金矿采场岩石力学参数

Table 1 Rock mechanical parameters of Lizi Gold Mine

矿/岩	密度/(g·cm ⁻³)	抗拉强度/MPa	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)	单轴抗压强度/MPa	弹性模量/GPa	泊松比
矿体	2.73	11.70	9.77	30	88.63	37.40	0.25
围岩	2.70	9.13	10.50	27	79.57	40.44	0.26

RHT)模型是一个用于描述岩石在高应变率和高压力条件下力学行为的本构模型,主要应用于模拟岩石在冲击、爆炸等动态载荷作用下的响应。该模型通过多个关键参数来表征混凝土的力学性质,包括失效面、弹性屈服面、应变硬化、损伤演化等。RHT模型能够有效描述混凝土在不同应力状态下的强度和塑性行

为,特别是应变率和压力对岩石强度的影响。模型通过应变硬化和损伤机制模拟岩石在加载过程中的破坏行为,同时考虑了岩石的损伤演化过程,能预测材料在动态载荷下的破坏模式。根据岩石力学模型试验结果确定矿体、围岩的模型参数,结果如表2、表3所示。

现场使用的炮孔堵塞材料与土壤材料较为接近,

表 2 矿体围岩 RHT 模型部分参数

Table 2 Partial parameters of the RHT model for orebody surrounding rock

密度/(kg·m ⁻³)	弹性模量/MPa	压实压力/MPa	破碎压力/MPa	Hugoniot 多项式系数 A ₁ /GPa	Hugoniot 多项式系数 A ₂ /GPa	Hugoniot 多项式系数 A ₃ /GPa
2 700	24 929.7	6.2×10 ³	125	25.7	37.84	21.29
多项式状态方程参数 T ₁ /GPa	抗压强度/MPa	孔隙指数	相对剪切强度比	相对抗拉强度比	侵蚀塑性应变	
25.7	167.8	3	0.21	0.04	2.0	

表 3 矿体 RHT 模型部分参数

Table 3 Partial parameters of the RHT model for the orebody

密度/(kg·m ⁻³)	弹性模量/MPa	压实压力/MPa	破碎压力/MPa	Hugoniot 多项式系数 A ₁ /GPa	Hugoniot 多项式系数 A ₂ /GPa	Hugoniot 多项式系数 A ₃ /GPa
2 730	25 216.7	6×10 ³	95	28.4	35.63	18.14
多项式状态方程参数 T ₁ /GPa	抗压强度/MPa	孔隙指数	相对剪切强度比	相对抗拉强度比	侵蚀塑性应变	
23.7	190.40	3	0.21	0.04	2.0	

因此选用材料*MAT_SOIL_AND_FOAM进行模拟炮孔堵塞,该模型可以很好地描述爆破应力波与堵塞材料耦合过程,具体参数如表4所示。

2.1.2 炸药材料参数

在LS-DYNA 中,炸药爆炸过程通常通过高能燃

表 4 堵塞*MAT_SOIL_AND_FOAM 模型参数

Table 4 Parameters of the *MAT_SOIL_AND_FOAM model for backfilling

密度/(kg·m ⁻³)	弹性模量/MPa	泊松比
1 800	0.145	0.3

烧模型来模拟,该模型基于CJ(Chapman-Jouguet,CJ)爆轰理论,并利用JWL(Jones-Wilkins-Lee,JWL)状态方程(如式(1)所示)描述爆炸产物的压力分布。模型通过计算炸药单元与起爆点的距离,确定各单元的起爆时间,并根据起爆点的爆速和爆轰压力,动态计算炸药爆炸过程中产生的压力和能量。LS-DYNA使用*MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN关键字定义炸药的物理性质,如密度、爆轰速度和CJ爆轰压等参数,同

时,起爆点通过*INITIAL_DETONATION关键字进行定义,输入起爆时间延迟及位置坐标等信息。

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

式中: P 为爆轰压力(GPa); V 为相对体积; E_0 为初始体积内能(MJ/m³); A 、 B 、 R_1 、 R_2 、 ω 均为所选炸药的性质常数,模拟选用现场使用的2#岩石乳化炸药,具体参数如表5所示。

表5 炸药材料参数

Table 5 Parameters of explosive materials

密度/(kg·m ⁻³)	爆速/(m·s ⁻¹)	CJ爆轰压力/GPa	A /GPa	B /GPa	R_1	R_2
1 260	6 190	9.53	231.2	7.44	5.199	2.099
初始体积内能/(MJ·m ⁻³)	相对体积	状态方程系数 ω				
3 870	1.0	0.5				

2.2 单孔爆破数值模拟

为了探究现场岩石与炸药参数的定量关系,建立了该矿体与围岩参数的单孔爆破数值模型,如图3所示,该模型为1/4对称模型,由炸药与岩石两部分组成,两部分的圆心相同。炸药位于模型的中心位置,而岩石部分围绕炸药展开。岩石的最外侧设置为无反射边界,目的是使炸药在一个无限区域内爆破,避免边界效应对爆破结果产生影响。

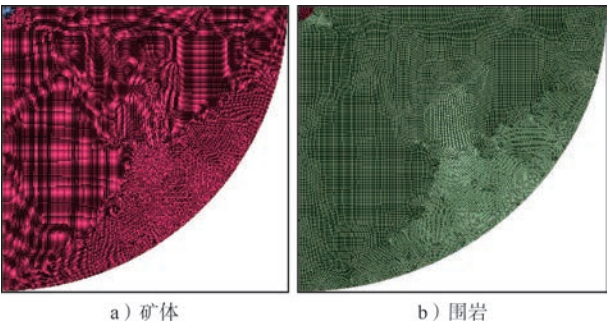


图3 单孔爆破数值模型

Fig. 3 Numerical model of single-hole blasting

以矿体为例,爆炸有效应力传播过程与损伤裂纹扩展过程如图4、图5所示。由图4、图5可知:裂纹扩展与有效应力的大小密切相关,爆破初期有效应力区域集中在炮孔周围。并随着爆轰波的不断推进,应力逐渐向更远的区域传播,强度逐步降低,初期在炮孔周围形成了一个强度较高的应力区,推动岩体中的裂纹初步扩展,损伤裂纹开始从应力集中的区域扩展开来。随着有效应力波的推进,裂纹逐渐蔓延。可以观察到,裂纹扩展的速度和范围与有效应力的大小密切相关。在高应力区,裂纹扩展较为迅速;而在低应力区,裂纹的扩展速度则较慢甚至停止。随着爆轰波的进一步推进,裂纹可能会继续扩展,最终形成较大的

破坏区域。

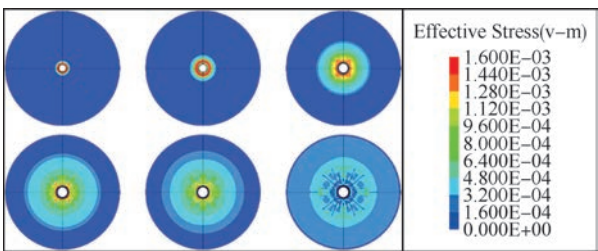


图4 单孔爆破有效应力传播过程

Fig. 4 Effective stress propagation during single-hole blasting

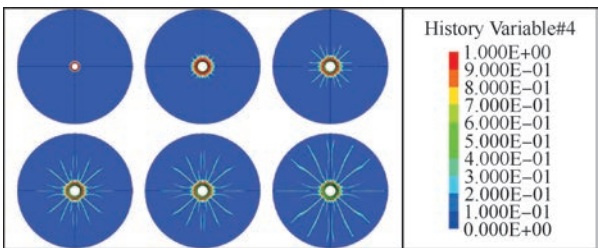


图5 单孔爆破裂纹扩展过程

Fig. 5 Crack propagation during single-hole blasting

Mises 屈服准则假设当材料内某点的畸变能达到一定极限时,材料将发生屈服,具体表示为:

$$J = \frac{1}{6} \left[(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_1 - \sigma_3)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 \right] \quad (2)$$

在本文中,当有效应力达到80 MPa左右时,岩体进入塑性状态并开始破坏。因此,使用Mises等效应力来表征爆破荷载下岩石的应力状态,认为当等效应力达到该临界值时,岩体单元发生屈服并进入破坏状态。然而,Mises屈服准则的应用仅适用于无初始应力条件的数值模拟方案。在有初始应力的情况下,如多炮孔爆破时,爆破应力场的分布会受先后起爆的炸药影响,继续使用有效应力大小作为破坏依据可能会导致评价结果的偏差。而大量的工程监测数据和现

场试验表明,岩体的爆破损伤程度与质点振动速度紧密相关。因此,在 Mises 屈服准则无法有效评价超欠挖的情况下,可以考虑用质点振动速度的峰值作为评估依据,以便更准确地反映爆破过程中岩体的破坏情况。根据单孔爆破模拟结果,得到李子金矿的爆破质点振动速度、RHT 自带损伤率与岩体损伤程度的关系,结果如表 6 所示。

表 6 质点振动速度与岩体损伤程度关系

Table 6 Relationship between particle vibration velocity and rock mass damage degree

质点振动速度/ ($\text{cm}\cdot\text{s}^{-1}$)	破坏区类型	RHT 自带损伤率	岩体损伤程度
0 ~ 22	振动区	0 ~ 0.2	未破坏
22 ~ 48	轻微损伤区	0.2 ~ 0.4	易产生大块
48 ~ 102	岩体开裂区	0.4 ~ 0.8	正常破碎
102 ~ 213	岩体破坏区	0.8 ~ 1	
>213	粉碎区	1	粉状破碎

2.3 采场数值模拟模型建立

根据现场 5 号脉 17 勘探线—19 勘探线 1 320 m 中段采场情况进行数值模拟建模,模型采用 Solid 实体建模,如图 6 所示,主要有围岩、矿体、削壁围岩 3 个岩石部分,整体模型大小为 40 m×36 m×4.5 m。除了模型后侧边界设置为无反射边界外,其余边界条件均设置为自由边界。削壁围岩与矿体倾角 80°,根据实际采场条件计划采幅控制在 0.8 m,矿体与削壁炮孔前方 1 m×0.8 m×1 m 的自由区域用来模拟薄矿脉现场出现的夹制作用。

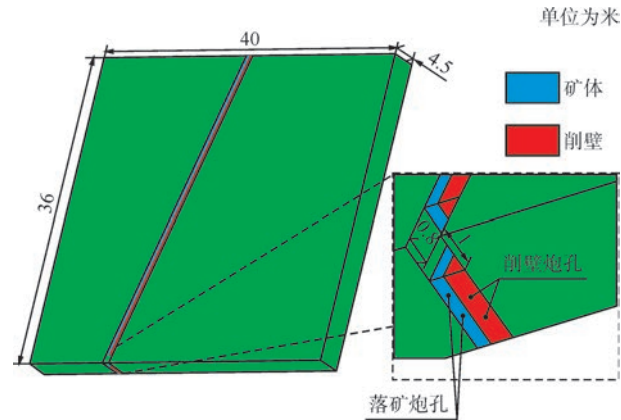


图 6 采场数值模拟建模示意图

Fig. 6 Schematic diagram of numerical modeling for the stope

落矿炮孔与削壁炮孔长度均为 0.8 m,在落矿炮孔内进行炸药填塞,设置在炮孔顶部长度为 0.2 m,而削壁炮孔仅作钻孔处理,不进行任何填充。设置 9 组炮孔参数组合,抵抗线 0.3 ~ 0.5 m、排距 0.4 ~ 0.6 m,

炮孔之间微差 50 ms,整体计算时间为 100 ms。采场模拟网格划分如图 7 所示,采用 cm-g- μs 的单位制度,采用拉格朗日算法进行求解。

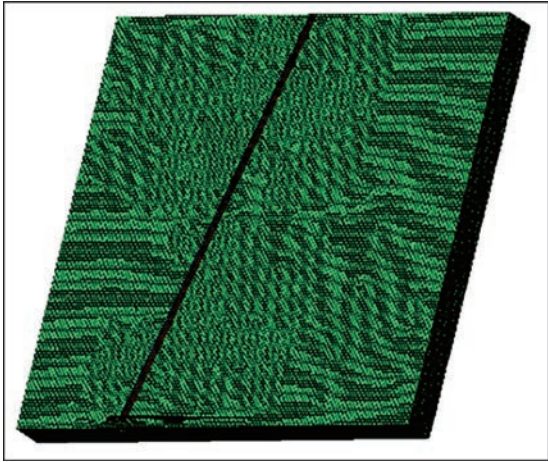


图 7 采场模拟网格划分情况

Fig. 7 Grid division of the stope numerical model

2.4 数值模拟结果及分析

0.5 m 抵抗线、0.6 m 排距组合的有效应力变化情况如图 8 所示。由图 8 可知:炸药由第一排落矿炮孔底进行起爆,应力波随着炸药的推进不断扩大。20 ms 左右时,第一排落矿孔已经完全爆破,由于前方自由面的存在,部分应力波反射至自由面后方。45 ms 时,应力波扩散至削壁炮孔处,扩散范围进一步增大。50 ms 时,第二排炮孔从孔底起爆,应力波在炮孔连线中间叠加,其扩散形态发生改变,出现小部分叠加不均匀状态。70 ms 时,2 个炮孔的应力波叠加基本完成,应力波在两孔之间不断扩散。95 ms 时,应力波开始衰减,扩散范围相对于 70 ms 时有所减小,但仍维持较高的状态。整个过程矿体区域最大有效应力峰值可达 124 MPa,而通过单孔试验可知已达到破岩条件。

对于自带损伤的 RHT 模型来说,用损伤判据去判断、评价爆破效果更加直观。不同爆破参数下爆破产生的损伤情况如图 9 所示。由图 9 可知:不同组合产生的损伤完全不同,0.5 m 抵抗线组合在第一排炮孔与自由面之间有不完整的损伤区域,损伤数值小于 0.4,容易产生夹制作用,且岩石碎裂不充分,落矿出矿均相对困难;虽然采矿损失贫化效果相对较好,但是无法忽略夹制作用的影响。0.4 m 抵抗线组合在第一排炮孔与自由面之间的损伤效果要优于 0.5 m 抵抗线组合,0.4 m 排距处仍存在落矿出矿困难区域,而 0.5 m 排距和 0.6 m 排距组合相对损伤差距不大,0.6 m 排距的炮孔之间连通效果要弱于 0.5 m 排距,中间出现损伤率 0.3 ~ 0.4 m 的区域,容易产生大块,叠加效果略逊色。0.3 m 抵抗线的组合相较其他 2 个抵抗

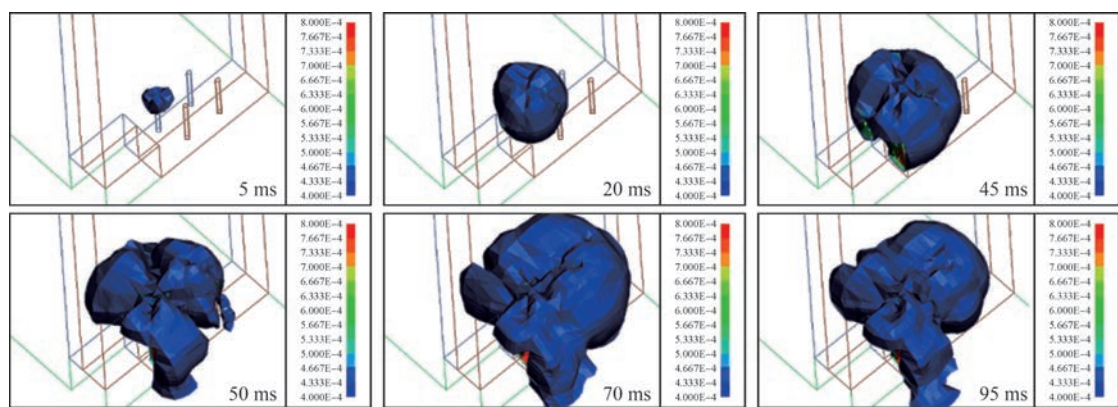


图8 采场爆破有效应力扩展

Fig. 8 Effective stress propagation in stope blasting

线组合在第一排与自由面之间损伤更加均匀,岩石破碎效果更好;0.4 m排距的组合对削壁围岩处产生的损伤较大,意味着出矿废石率增加,影响采矿的经济

指标;而0.5 m排距与0.6 m排距组合对削壁围岩的超挖有所减弱,并且矿体破碎效果也要优于同排距下其他抵抗线组合,0.5 m排距的损伤均匀度要优于0.6 m。

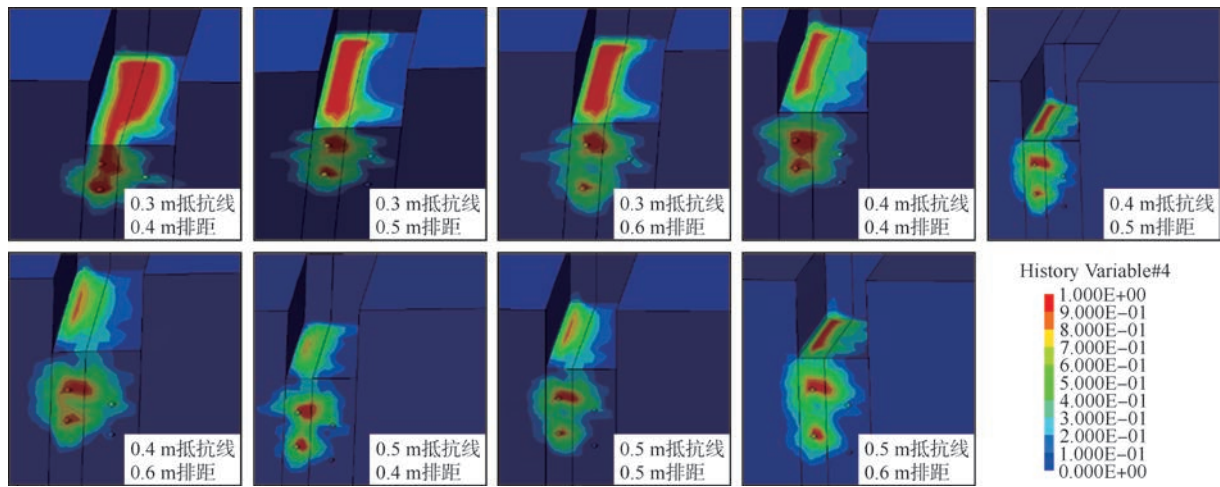


图9 不同爆破参数产生的损伤情况

Fig. 9 Damage patterns under different blasting parameters

根据表6的损伤率与破坏率的类型,以岩石开裂作为采矿落矿判据,即RHT自带的损伤率0.4~1作为参照指标,统计各个炮孔参数组合在矿体、削壁围岩、保留岩体的采出体积。根据废石量与矿体量计算矿石贫化率,并根据计划开采范围与采出矿体体积计算采矿损失率,结果如表7所示。由表7可知:0.5 m抵抗线下所有的排距采矿损失贫化均要大于其他同排距的抵抗线组合,究其原因第一排炮孔与自由面处的距离较长,影响了破岩效率,导致采出矿体的体积较小,更多的能量分散至削壁围岩与保留岩体,导致矿石贫化率增加。0.3 m抵抗线的采矿损失贫化整体小于0.4 m抵抗线的组合,可以认为较短的抵抗线能更有效地集中能量进行矿体破碎,避免了过多能量浪费在围岩和保留岩体上,从而提高了采出矿体的体积,降低了矿石贫化率。在所有的抵抗线组合中,0.5 m排距的采矿损失贫化效果表现为同组优秀,可

以认为0.5 m排距应力叠加效果较好,爆破能量分配更为合理,保证破岩效率的同时减少了对削壁围岩和保留岩体的损伤。

结合应力叠加、损伤分布、采矿损失贫化指标来看,0.3 m抵抗线、0.5 m排距的炮孔组合为最优方案,但是在薄矿脉开采时仅考虑采矿损失贫化效果不能作为完全依据,要考虑爆破对后续保留围岩的损伤,与爆心距离不同质点的振动峰值速度曲线如图10所示。由图10可知:质点振动峰值速度符合萨道夫斯基爆破公式,其在安全范围内,距离爆心距2.5 m处为保留岩体位置,在2.5 m以外的所有质点振动峰值速度均在0~22 cm/s、损伤率0~0.2的振动区域内,并不会发生保留岩体破坏失稳现象,因此0.3 m抵抗线、0.5 m排距的炮孔组合符合现场安全的要求。

对不同炮孔组合的爆破效果进行综合分析,确定0.3 m抵抗线、0.5 m排距的炮孔组合为最优方案。

表 7 计划开采范围与实际开采范围
Table 7 Planned vs. actual mining scope

炮孔组合	计划开采范围/m ³	采出矿体体积/m ³	采出削壁围岩体积/m ³	采出保留岩体体积/m ³	矿石贫化率/%	采矿损失率/%
0.3 m 抵抗线、0.4 m 排距	0.252	0.222	0.073	0.008	26.73	11.90
0.3 m 抵抗线、0.5 m 排距	0.288	0.264	0.043	0.012	17.24	8.33
0.3 m 抵抗线、0.6 m 排距	0.324	0.274	0.073	0.007	22.60	15.43
0.4 m 抵抗线、0.4 m 排距	0.384	0.336	0.134	0.006	29.41	12.50
0.4 m 抵抗线、0.5 m 排距	0.432	0.347	0.180	0.003	34.53	19.68
0.4 m 抵抗线、0.6 m 排距	0.48	0.371	0.157	0.005	30.39	22.71
0.5 m 抵抗线、0.4 m 排距	0.54	0.382	0.164	0.004	30.55	29.26
0.5 m 抵抗线、0.5 m 排距	0.60	0.363	0.149	0.008	30.19	39.50
0.5 m 抵抗线、0.6 m 排距	0.66	0.406	0.145	0.003	26.71	38.48

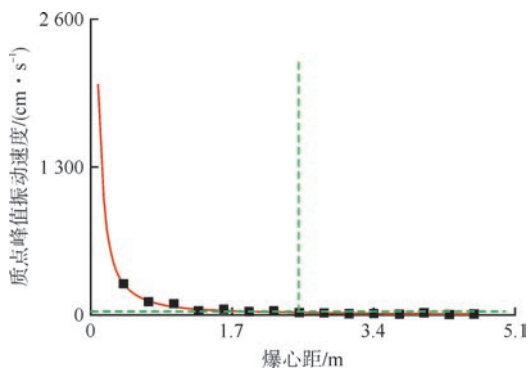


图 10 不同爆心距的质点峰值振动速度
Fig. 10 Peak particle velocity at different distances from the blast center

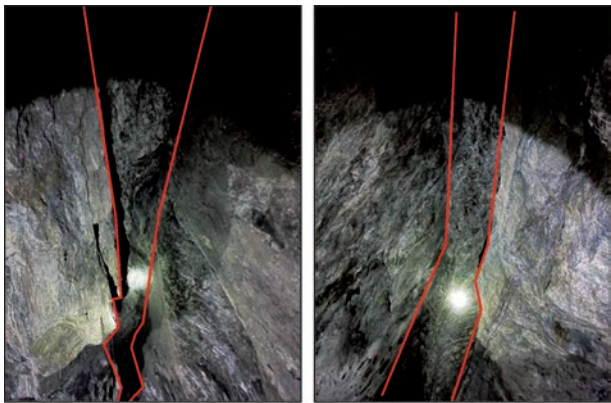
这一组合在提高矿体破碎效果的同时,有效减少了围岩和保留岩体的损伤,降低了矿石贫化率和采矿损失率。此外,根据不同爆心距的质点峰值振动速度统计结果,该方案能够保证保留岩体的质点峰值振动速度始终处于安全范围内,确保了开采过程的安全性。因此,基于应力分析、损伤分布与振动控制的综合考虑,0.3 m 抵抗线、0.5 m 排距的组合能够实现安全低贫损的开采要求。

3 工业试验

为了验证上述研究结果,在李子金矿 5 号脉 17 勘探线—19 勘探线 1 320 m 中段采场进行了现场工业试验。该区域矿体倾角 80°,矿体平均厚度 0.3 m。现场中深孔爆破共施工 2 排炮孔,炮孔直径 40 mm,倾角 70°,施工深度为 1 m,抵抗线 0.3 m,孔间距 0.5 m。炸药采用 2# 岩石乳化炸药,非电导爆管雷管起爆、反向起爆形式,采用孔间 50 ms 微差爆破的方式进行引爆。

爆破优化前后的现场采空区形态如图 11 示。由图 11 可知:优化前的采空区边界并不平滑,明显具有超挖、欠挖的现象,优化后的采空区边界形态完整,仅

有小部分超挖现象。爆破参数的优化有效提高了矿体破碎效果,减少了不必要的矿石损失,确保了采场的高效开采和采矿经济性。



a) 爆破优化前 b) 爆破优化后
图 11 爆破优化前后现场采空区形态

Fig. 11 Shape of the goaf before and after blasting optimization

4 结 论

1) 本文通过数值模拟与现场试验结合,研究优化了李子金矿急倾斜薄矿脉的爆破参数,在多种方案中确定最优方案为 0.3 m 抵抗线、0.5 m 排距的炮孔参数组合。该组合不仅具有较高的矿岩破碎效率,还具有较低的矿石贫化率,确保了采场矿体破碎效果最优和矿石回收率的最大化。

2) 通过采场与矿体岩石单孔爆破模拟试验,确定现场使用的炸药条件下,岩石损伤率参数与质点峰值振动速度的关系,该关系为判断爆破效果提供了定量依据,能够更准确地评估不同爆破方案对岩体损伤的影响,从而为优化爆破设计提供理论支持。

3) 通过引入基于质点峰值振动速度的岩石损伤率判定方法,进一步提高了爆破效果的评价范围。通过保留岩体的质点峰值振动速度大小,判断爆破开采

是否会对保留岩体产生破坏,该方法尤其适用于薄矿脉和急倾斜矿体的开采,为爆破设计的安全性与经济性提供了更为可靠的依据。

[参考文献]

- [1] 张灿,孟明亮,王春林,等.建立健全中国矿产资源资本化市场的思考与启示[J].黄金,2024,45(10):72-75.
- [2] 王春光,韩磊.金属矿小断面硬岩巷道爆破掘进装药结构优化研究[J].黄金,2024,45(10):40-46,58.
- [3] 张波.岩体及充填体爆破振动速度衰减规律研究[J].黄金,2024,45(5):14-18.
- [4] 张伟,王建国,王勉,陶家龙.基于RHT本构模型的连续装药预裂爆破孔距优化研究[J].高压物理学报,2025,39(1):111-120.
- [5] 叶海旺,杨坤,马宝臣,等.基于排间延时的柱状节理岩体爆破块度优化研究[J].工程爆破,2024,30(6):1-8.
- [6] 王正英,翟利军,石绍飞,等.会宝岭铁矿爆破振动危害控制研究[J].黄金,2024,45(3):5-8.
- [7] 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.
- [8] 孙刚友,金爱兵,武耀硕,等.急倾斜薄矿脉硬岩中深孔爆破参数优化研究[J].金属矿山,2025(4):174-183.
- [9] 谢俊,耿荣,王宜勇,等.鑫达黄金矿业急倾斜薄矿体中深孔采矿方法的研究与优化[J].现代矿业,2020,36(11):60-62.
- [10] 戚伟,曹帅,宋卫东.中深孔嗣后废石充填采矿法在急倾斜薄矿脉开采中的试验应用[J].黄金,2017,38(2):30-33.
- [11] 徐帅,彭建宇,李元辉,等.急倾斜薄矿脉中深孔落矿爆破参数优化[J].爆炸与冲击,2015,35(5):682-688.
- [12] 廖明超.急倾斜薄矿脉爬罐天井中深孔采矿法研究[J].湖南有色金属,2000,16(4):4-7.
- [13] 林海祥,洪巧,熊泽华,等.基于数值模拟的银山矿上向中深孔爆破网格参数优化[J].采矿技术,2024,24(1):127-132.
- [14] 安龙,李元辉,徐帅.急倾斜薄矿脉崩落法开采矿岩散体流动规律研究[J].中国矿业,2019,28(12):104-109.
- [15] 王晓峰.中深孔分段凿岩阶段矿房采矿法在鑫达公司的应用[J].黄金,2018,39(6):39-41,45.
- [16] 王志方.矿岩欠稳的急倾斜薄矿脉采矿方法与工艺的改进[J].有色矿山,1995(5):1-7.
- [17] 张兵,杨世兴,龚武田,等.基于爆破漏斗试验的中深孔爆破参数优化研究[J].矿业研究与开发,2024,44(5):25-30.
- [18] 展卫露,高天宇,蔡泽山,等.锡铁山中深孔爆破参数优化研究与应用[J].矿业研究与开发,2024,44(5):31-36.
- [19] 张纯锋,付琛,杜双成,等.丰山铜矿中深孔爆破参数优化研究[J].采矿技术,2024,24(5):157-161.
- [20] 李绍斌,尹俊,杨长辉,等.某露天采场破碎岩体预裂爆破参数研究[J].云南冶金,2025,54(2):40-46.

Optimization of blasting parameters for the steeply inclined orebody in the Lizi Gold Mine

Li Dianhui

(Gansu Tianshui Lizi Gold Mine Co., Ltd.)

Abstract: The mining of steeply inclined orebodies in the Lizi Gold Mine faces challenges such as thin orebody thickness and complex geological conditions, and the existing mining methods and technologies are difficult to meet the increasingly stringent production demands. In order to optimize the blasting parameters, improve the orebody fragmentation effect, and reduce the ore grade dilution rate, the blasting parameters for the steeply inclined thin ore vein in the Lizi Gold Mine were optimized by combining numerical simulation and field tests. By using the blasting simulation test of the surrounding rock of the stope and the orebody rock, the relationship between the rock damage rate and the peak particle vibration velocity under the condition of the field-used explosives was deeply analyzed. Through the analysis of different borehole parameter combinations, the optimal scheme was determined as a borehole combination with a 0.3 m standoff distance and a 0.5 m row spacing. The optimized blasting parameters effectively improved the shape of the goaf in the stope, reduced overbreak and underbreak phenomena, and ensured efficient and safe mining operations.

Keywords: steeply inclined orebody; thin orebody; blasting parameter optimization; numerical simulation; rock damage; particle vibration velocity; ore dilution rate