

条带式充填采矿法采场扩帮凿岩爆破参数优化研究

严 鹏^{1,2}, 谷亚州^{3*}, 邢 星⁴, 李 闯³, 王长军³, 仵锋锋³

(1. 紫金矿业集团股份有限公司; 2. 贵州大学资源与环境工程学院; 3. 紫金(长沙)工程技术有限公司;
4. 内蒙古汇能人力资源有限公司)

摘要:地下金属矿山条带式充填采矿法采场爆破后易出现超挖、欠挖及顶板垮落等一系列问题,为精确控制爆破范围,降低采矿损失贫化指标,非常有必要进行爆破参数优化。基于太平洞金矿工程爆破实践,通过岩体力学特性评估与动态破坏过程模拟相结合的技术路径,系统分析不同爆破参数对爆破质量的影响机制,开展采场扩帮凿岩爆破参数优化研究。根据岩石可爆性分级判据指标,得出矿体总体爆性属于中等至易爆。根据孔底距与最小抵抗线协同优化研究,得出42 mm直径炮孔达到理想岩体破碎形态时,最小抵抗线为0.97~1.26 m,孔底距为1.19~1.55 m,炮孔中心到自由面的距离为0.76~0.99 m。通过ANSYS/LS-DYNA软件构建不同孔底距与最小抵抗线组合的简化计算模型,进行爆炸荷载作用下矿岩破坏特征的数值模拟,得出以下结论:当最小抵抗线大于等于1.0 m时,部分开挖区矿岩破碎质量变差,极易产生大块。为平衡破碎效果与经济成本,最优孔网参数为:最小抵抗线为1.0 m,孔底距为1.23 m,炮孔中心到自由面的距离为0.79 m。

关键词:条带式;充填采矿法;凿岩爆破;爆破参数;矿岩可爆性;大孔距;小抵抗线

中图分类号:TD235

文章编号:1001-1277(2025)10-0027-07

文献标志码:A

doi:10.11792/hj20251004

引 言

凿岩爆破是采矿工艺中一个重要的环节,布孔参数与炸药量是其主要因素,凿岩爆破效果的好坏直接影响采矿成本、采矿损失贫化指标、生产安全性、出矿效率等^[1-4]。白朝阳等^[5]基于矿岩可爆性分级进行爆破参数优化,采场爆破后大块率和炸药单耗显著降低。冯庆杰等^[6]通过融合岩石可钻性特征与数值模拟技术,构建了兼顾破碎质量与结构保护的爆破方案,有效控制了大块生成和围岩损伤。马力等^[7]系统揭示了大孔距小排距的力学作用机制,建立了基于单孔装药量-单炮负担岩石量的参数计算模型。张永贵等^[8]通过优化抵抗线与孔底距的匹配关系,实现了爆破效果的系统提升。对于采用条带式充填采矿法的地下金属矿山,为控制爆破范围,少超挖、少欠挖,减少爆破作业导致的顶板垮落现象,尽可能地降低采矿损失贫化指标,需要进行凿岩爆破参数优化,找出适合开采技术条件的凿岩爆破参数。

1 工程概况

太平洞金矿床以坚硬一半坚硬层状矿体为主,碎

裂状矿体为辅,矿体平均厚度1.71 m,倾角多小于30°,平均倾角18°,为缓倾斜薄矿体。矿区共圈定17个独立矿体,以层控型矿体为主导类型,断裂控制型矿体次之。矿体空间展布多呈现层状、似层状及透镜状赋存状态,局部可见分支复合等复杂形态特征,其空间展布方向与围岩地层层理产状呈显著一致性。这一形态产状耦合特征表明,成矿作用明显受控于区域性地层格架与构造应力场的协同作用机制。走向上波状起伏、空间上多个矿体上下重叠。矿区主要矿体的容矿岩石较硬,结构较完整,稳定性相对较好;部分断裂型矿体的容矿岩层具有碎裂岩体的特征,稳定性较差。金平均品位2.96 g/t,属于高价值贵金属矿床。

太平洞金矿缓倾斜薄矿体采用条带式充填采矿法开采。采场沿走向布置,采场长50~70 m,斜长50~100 m(根据矿体产状需要,设置副中段),中段高度30 m。采场间留间柱,间柱宽7 m,顶柱高3 m,底柱高3 m,分条宽4~6 m。矿体倾角小于8°时,采场采用倾斜布置方式。矿体倾角大于8°时,采场采用伪倾斜布置方式,如图1所示。设计采场生产能力为100~140 t/d,采切比为95.74 m³/kt,矿石贫化率为10.74%,采矿损失率为12.44%。

收稿日期:2025-04-08; 修回日期:2025-07-01

基金项目:国家科技支撑计划项目(2024YFC2909500)

作者简介:严 鹏(1986—),男,正高级工程师,博士研究生,从事金属矿山采矿工艺与安全技术研究等工作;E-mail:yan.peng@zijinmining.com

*通信作者:谷亚州(1996—),男,工程师,硕士,从事采矿与爆破工艺研究等工作;E-mail:598930306@qq.com

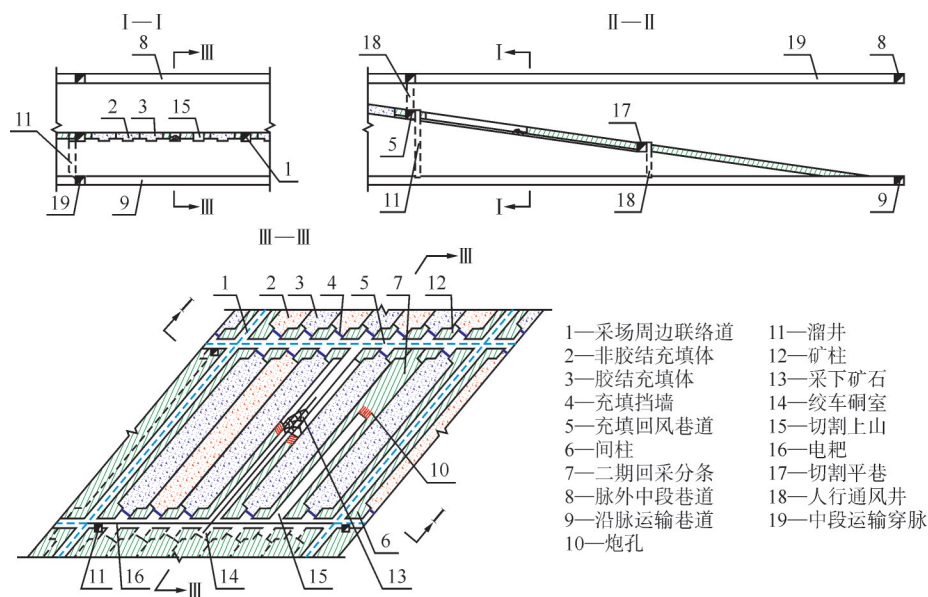


图1 条带式充填采矿法标准方案示意图

Fig. 1 Strip filling mining method

2 矿岩可爆性分析

岩石可爆性作为表征爆炸能量作用下岩体破碎效率的基础属性,其量化分级体系需满足3个核心需求:爆破块度分布预测模型参数标定;炸药单耗理论计算基准;爆破漏斗几何参数(抵抗线/孔距/超深)优化设计依据^[9]。该判据体系的工程价值在智利Escondida铜矿的台阶爆破实践中得到验证,可使炸药单耗降低18%~22%。

分级指标的历史演变从理论演进脉络来看,可分为3个阶段:

1)经验判据阶段(1900s—1950s):主要沿用普氏硬度系数和苏氏塑性指标进行经验类比,其局限性在于未考虑动态荷载特性。

2)波速判据阶段(1960s—1990s):日本池田和彦建立纵波速度与破碎功的线性关系,美国布洛德本特提出纵波速度-岩体完整性指数联合判据,加拿大朗格开发基于纵波速度的爆破能量指数模型。

3)多参数融合阶段(2000s后):南非学者提出的BPI指数综合岩体质量分级(RMR)、点荷载强度和节理频数构建多元回归模型。

岩体工程特性研究领域存在明显的“可钻性好”现象:Web of Science数据显示(1990—2023年),可钻性相关论文量($n=9\,752$)是可爆性研究论文量($n=2\,143$)的4.55倍,这种学术失衡导致爆破设计长期依赖经验类比法,增大了参数优化的试错成本。

20世纪50年代,苏联学者哈努卡耶夫提出波阻抗理论,建立爆破性量化模型,其计算如式(1)所示。

$$Z = \rho v_p \quad (1)$$

式中: Z 为波阻抗($\text{g}/\text{cm}^3 \cdot \text{m}/\text{s}$); ρ 为岩石密度(kg/m^3); v_p 为纵波速度(m/s)。

基于波阻抗 Z 建立三级分级体系:①低阻抗岩体($Z \leq 5 \times 10^3 \text{ g}/\text{cm}^3 \cdot \text{m}/\text{s}$),对应泥质页岩等软弱岩层,建议增大炸药单耗15%~20%;②中阻抗岩体($5 \times 10^3 \text{ g}/\text{cm}^3 \cdot \text{m}/\text{s} < Z \leq 10 \times 10^3 \text{ g}/\text{cm}^3 \cdot \text{m}/\text{s}$),如砂岩,适用标准装药参数;③高阻抗岩体($Z > 10 \times 10^3 \text{ g}/\text{cm}^3 \cdot \text{m}/\text{s}$),花岗岩等致密岩体需采用预裂爆破技术。

该理论在科拉超深钻孔工程应用中取得突破,使爆破效率提升37%,但存在2大缺陷:裂隙产状导致波速测试离散系数达28%~45%,如开口裂隙、大块结构的岩体,可能和裂隙不张开、细碎结构的岩体有同等的纵波速度;含水裂隙可使纵波速度异常增高500~1 000 m/s,造成分级误判。

20世纪70年代,哈努卡耶夫在波阻抗率的基础上又考虑岩体的裂隙间距和大块结构含量等因素,引入RQD指标量化岩体完整性,建立结构体尺寸—爆破块度的指数关系,提出含水裂隙修正系数,将原来的3个等级扩充为5个等级,分级判据指标如表1所示。该模型在米尔内钻石矿场应用后,大块率($>600 \text{ mm}$)从12.3%降至4.7%,炸药单耗降低22%。

在无限均匀弹性体中:

$$v_p = \sqrt{\frac{E(1-\mu)}{\rho(1+\mu)(1-2\mu)}} \quad (2)$$

式中: E 为弹性模量(GPa); μ 为泊松比。

结合现场生产实际,选取首采矿段主矿体IV_a为

表 1 岩石可爆性分级判据指标

Table 1 Criteria and indicators for rock blastability classification

类 别	普氏硬度 系数 f	波阻抗/ $\times 10^3$ [$(\text{g}\cdot\text{cm}^{-3})\cdot(\text{m}\cdot\text{s}^{-1})$]	炸药单耗/ ($\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$)	平均裂隙 距/m	分级 级别
I	≤ 8	≤ 6	≤ 0.35	≤ 0.1	易爆
II	8 ~ 12	6 ~ 8	0.4	0.1 ~ 0.5	中等
III	12 ~ 16	8 ~ 12	0.55	0.5 ~ 1.0	难爆
IV	16 ~ 18	12 ~ 15	0.78	1.0 ~ 1.5	很难
V	≥ 18	≥ 15	≥ 0.9	≥ 1.5	极难

研究对象,该矿区矿体为硅化白云石化灰岩,矿体物理力学参数如表 2 所示,代入式(2)得 $v_p \approx 2.72 \text{ km/s}$ 。

表 2 矿体物理力学参数

Table 2 Physical and mechanical parameters of ore rock mass

矿体种类	岩石密度/ ($\text{t}\cdot\text{m}^{-3}$)	抗压强度/ MPa	抗拉强度/ MPa	泊松比	弹性模量/ GPa
灰岩	2.71	63.21	7.10	0.26	51.83

将所得矿体的弹性纵波速度代入式(1)可得,波阻抗为 $7.37 \times 10^3 \text{ g/cm}^3 \cdot \text{m/s}$,且矿体的抗压强度为 63.21 MPa,普氏硬度系数约为 6。根据岩石可爆性分级判据指标中波阻抗和普氏硬度系数 2 项参数,可以判断太平洞金矿矿体总体爆破性属于中等至易爆。

条带式充填采矿法采场扩帮凿岩爆破优化中,需要针对矿体爆破性进行针对性调整^[10-13]:

1)波阻抗匹配。中等至易爆岩石波阻抗较低,需匹配低密度炸药以提高能量传递效率。

2)孔距与排距优化。岩石坚固性系数(普氏硬度系数)较低,适当增大孔距和排距。

3)单孔装药量控制。基于岩石可爆性分级,中等至易爆岩石炸药单耗可降低至 $0.25 \sim 0.35 \text{ kg/m}^3$ ^[14]。

4)起爆顺序与延时。采用逐孔起爆或 V 形起爆顺序,利用应力波叠加效应扩展裂隙网络;裂隙发育区缩短段间延时(如 25 ~ 50 ms),减少能量沿裂隙逸散^[15]。

通过以上调整,可在中等至易爆岩石条件下实现爆破能量高效利用,同时减少超挖,并适应复杂地质构造的影响。

3 孔底距与最小抵抗线协同优化

在固定孔网面积(S)及单位炸药消耗量的参数条件下,通过调整最小抵抗线(W)的取值可显著提升炮孔密集系数(m),进而实现爆破能量的高效转化。这一发现为优化爆破参数设计提供了新的理论依据,其中,孔底距与最小抵抗线的协同优化是岩体破碎控制的核心参数。

最小抵抗线(W)表征特定地质条件(岩性稳定、

炮孔直径恒定、炸药类型固定)下的最小破碎阈值;设计抵抗线(W_d)则特指炮孔中心到自由面的距离。理想岩体破碎形态的形成机理(如图 2 所示)可解构为 2 个关键参数的协同作用。当爆破参数满足定义域条件($0 < W_d < W, 0 < a < 2W, a$ 为孔底距)时,通过最大化孔网面积(S)的优化策略,可显著提高爆破块度的均匀性^[8],该发现为工程实践中控制岩体破碎形态提供了重要理论依据。

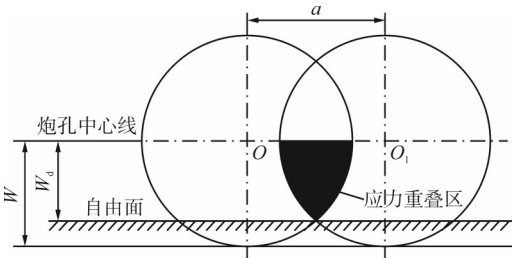


图 2 $0 < W_d < W, 0 < a < 2W$ 时应力迭加图

Fig. 2 Stress superposition diagram when $0 < W_d < W$ and $0 < a < 2W$

根据图 2 的几何关系,可以得出孔网面积为:

$$S = \pi W^2 - 2 \left[2W \arctan \frac{a}{2W_d} - \frac{aW_d}{2} + \frac{1}{2} \left(2 \arctan \frac{2W_d}{a} - \frac{aW_d}{2} \right) \right] \quad (3)$$

$$a^2 + W_d^2 = W^2 \quad (4)$$

要使得孔网面积的值最大,经计算可得:

$$a = 1.23W \quad (5)$$

$$W_d = 0.789W \quad (6)$$

确定最小抵抗线的数值,可根据以下经验公式:

$$W = (23 \sim 30)d \quad (7)$$

式中: d 为炮孔直径(mm)。

经计算:42 mm 直径炮孔,最小抵抗线 $W=0.97 \sim 1.26 \text{ m}$,孔底距 $a=1.19 \sim 1.55 \text{ m}$,炮孔中心到自由面的距离 $W_d=0.76 \sim 0.99 \text{ m}$ 。

4 采场扩帮凿岩爆破参数优化

4.1 模拟方案

为进一步验证及优化得到的孔网参数,对孔网参数的取值范围进行数值模拟研究。模型大小为 $5 \text{ m} \times 5 \text{ m} \times 0.02 \text{ m}$ 。其中,炮孔下侧及左右两侧矿体实体是为了排除反射应力波对研究区域爆破效果的影响。以最小抵抗线为方案分类依据,共建立 5 种数值模型方案,如表 3 所示。通过 ANSYS/LS-DYNA 软件,采用三维八节点缩减积分实体单元 SOLID164 对实体模型进行网格划分,进行准二维网格模型划分,在厚度方向仅建立单层网格,建立 1/2 模型,以节约计算成本,实现二维问题及空间问题的简化分析^[16]。计算模型的右侧、下侧均设置为无反射边界条件以模拟无限边

界,左侧为对称边界条件,上侧为自由面,如图3所示。计算时岩石采用拉格朗日单元算法,炸药和空气采用ALE多物质单元算法^[17],单位制采用kg-m-s,设置爆破模拟的求解时间为1.5 ms。岩石材料本构模型为*MAT_PLASTIC_KINEMATIC,炸药选用高能炸药材料类型MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN,采用EOS_JWL状态方程^[18],选取的岩石材料参数及炸药材料参数如表2、表4所示。

表3 数值模拟方案

Table 3 Numerical simulation schemes

方案	最小抵抗线/m	孔底距/m	炮孔中心到自由面的距离/m
方案一	0.9	1.11	0.71
方案二	1.0	1.23	0.79
方案三	1.1	1.35	0.87
方案四	1.2	1.48	0.95
方案五	1.3	1.60	1.03

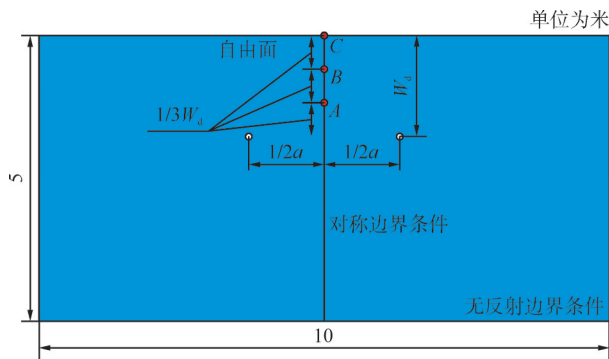


图3 数值模型及边界条件示意图

Fig. 3 Diagram of the numerical model and boundary conditions

由于两炮孔连线中垂线附近矿体距离炮孔较远,相比炮孔最小抵抗线附近矿体,破碎质量较差。因

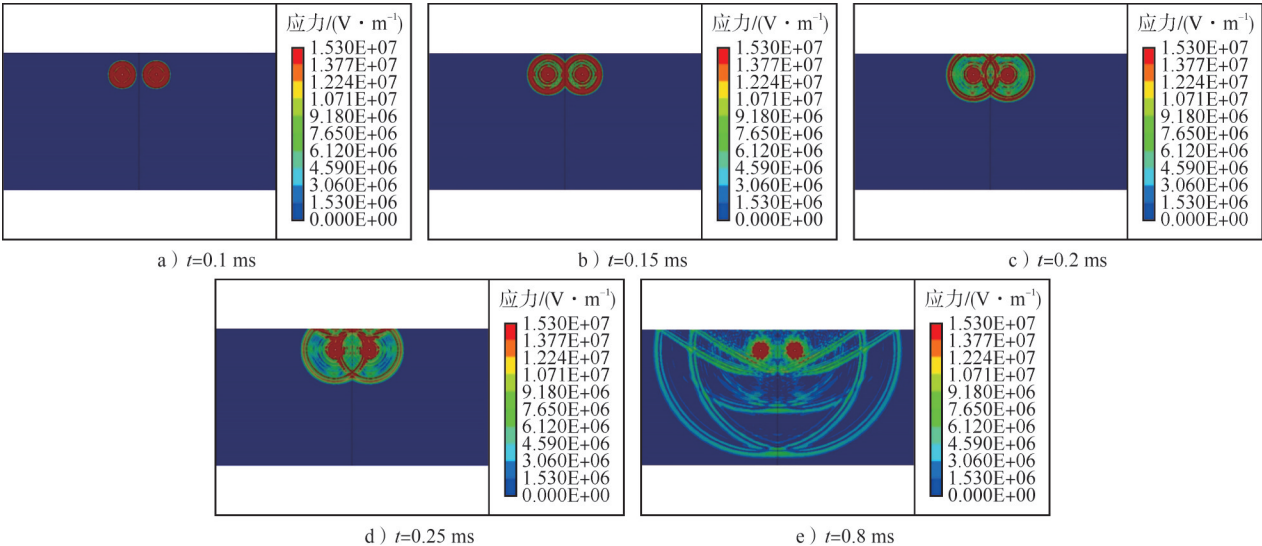


图4 爆炸应力云图

Fig. 4 Contour map of blasting stress

表4 炸药材料和状态方程参数

Table 4 Parameters of explosive materials and state equations

$\rho/$ ($\text{g}\cdot\text{cm}^{-3}$)	$D/$ ($\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$)	$P_{\text{CJ}}/$ GPa	A	B	R_1	R_2	ω	$E/$ ($\text{kJ}\cdot\text{cm}^{-3}$)
0.931	4 160	5.16	49.46	1.89	3.907	1.118	0.3	2.48

此,在两炮孔连线中心垂线上均匀布置A、B、C 3个应力监测点。

4.2 结果分析

本研究基于 Von Mises 屈服准则开展岩石破坏机制研究^[19-20]。针对含自由面的爆破工况,岩体呈现以拉伸破坏为主导、压缩破坏为次要的复合破坏模式。在排距模型构建中,需通过获取监测点有效应力时程曲线,将最大峰值应力与岩石动态抗拉强度进行对比分析。

建立岩石动静态抗压强度关联模型:

$$[\sigma_{\text{cd}}] = \varepsilon^{1/3} [\sigma_{\text{e}}] \quad (8)$$

式中: $[\sigma_{\text{cd}}]$ 、 $[\sigma_{\text{e}}]$ 分别为岩石的动态抗压强度与静态抗压强度(MPa); ε 为加载应变率,取值为 $10^0 \sim 10^5 \text{ s}^{-1}$ 。

参照矿体相关参数,矿体的单轴抗拉强度为 7.10 MPa,取矿体的加载应变率为 10 s^{-1} ,最后确定矿体的动态抗拉强度为 15.30 MPa。因此,在排距模型中有效应力大于矿体动态抗拉强度,可判定矿体发生破坏,否则认为该处矿体不能被有效破碎。

孔网参数数值模型中各方案爆炸应力波传播过程及规律基本相同,在此以方案二($W=1.0 \text{ m}$)的爆炸应力波传播过程为例进行分析及说明,方案二各个关键时刻的爆炸应力云图如图4所示。

由图4可知:方案二的爆炸应力波传播过程, $t=$

0.1 ms 时,两炮孔炸药起爆后形成了爆炸应力波,并以球状向外围传播; $t=0.15$ ms 时,两炮孔形成的爆炸应力波在孔间相遇,并产生叠加; $t=0.2$ ms 时,两炮孔的爆炸应力波到达自由面附近; $t=0.25$ ms 时,两炮孔的爆炸应力波在自由面反射形成了拉伸应力波,由自由面向炮孔方向矿岩逐步形成拉伸破坏; $t=0.8$ ms 时,爆炸应力波已传播至理想开挖区域范围外,爆炸应力波的破岩作用已基本结束。

5 种不同方案下 A、B、C 3 个监测点的有效应力时程曲线如图 5 ~ 9 所示。

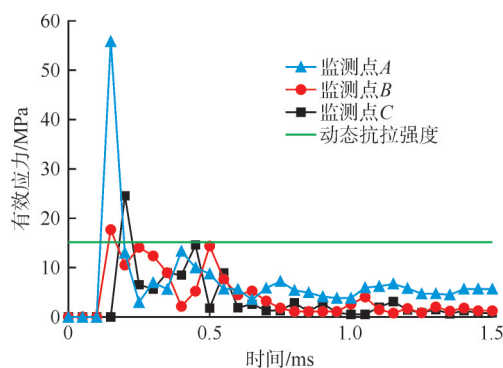


图 5 最小抵抗线为 0.9 m 各监测点有效应力时程曲线

Fig. 5 Time-history curves of effective stress on each monitoring point with 0.9 m minimal resistance line

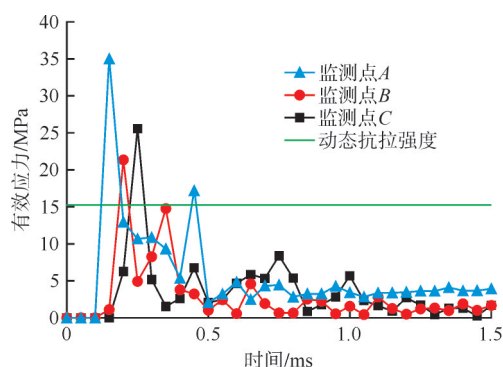


图 6 最小抵抗线为 1.0 m 各监测点有效应力时程曲线

Fig. 6 Time-history curves of effective stress on each monitoring point with 1.0 m minimal resistance line

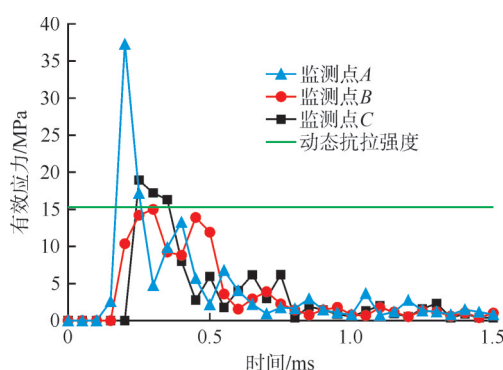


图 7 最小抵抗线为 1.1 m 各监测点有效应力时程曲线

Fig. 7 Time-history curves of effective stress on each monitoring point with 1.1 m minimal resistance line

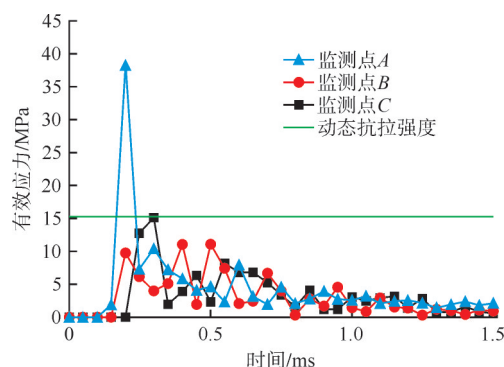


图 8 最小抵抗线为 1.2 m 各监测点有效应力时程曲线

Fig. 8 Time-history curves of effective stress on each monitoring point with 1.2 m minimal resistance line

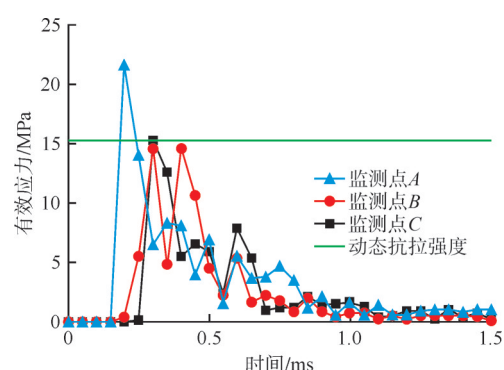


图 9 最小抵抗线为 1.3 m 各监测点有效应力时程曲线

Fig. 9 Time-history curves of effective stress on each monitoring point with 1.3 m minimal resistance line

通过上述有效应力时程曲线可以看出:监测点 A 由于距离炮孔最近,爆炸应力波最先到达,且有效应力峰值较大;监测点 C 有效应力峰值也较大,监测点 C 靠近自由面,爆炸应力波反射,导致监测点 C 有效应力峰值较大。将各曲线峰值读取并进行统计,得到 5 种不同方案下各监测点有效应力峰值及监测点处矿岩是否发生破坏统计,结果如表 5 所示。

由表 5 中 A、B、C 3 个监测点的有效应力峰值与矿岩动态抗拉强度 15.30 MPa 相比,可以得出在方案一($W=0.9$ m)、方案二($W=1.0$ m)中 A、B、C 3 个监测点有效应力峰值均能达到矿岩动态抗拉强度,表明上述各方案开挖区矿岩均能够得到有效破碎,矿岩破碎效果好;方案三($W=1.1$ m)中 A、C 2 个监测点附近矿岩均能够达到破碎条件,但监测点 B 有效应力峰值小于矿岩动态抗拉强度,矿岩未能有效破碎;方案四($W=1.2$ m)、方案五($W=1.3$ m)中监测点 A 附近矿岩能够达到破碎条件,但 B、C 两个监测点有效应力峰值均小于矿岩动态抗拉强度,矿岩未能有效破碎。最小抵抗线较大时,会造成部分开挖区矿岩破碎质量差,容易产生大块,破岩效果变差。

对于方案一($W=0.9$ m)、方案二($W=1.0$ m)的选

表5 不同排距下各监测点最大有效应力

Table 5 Maximum effective stress of each monitoring unit under different row spacings

方案	监测点	有效应力峰值/MPa	矿岩是否发生破坏
方案一 ($W=0.9\text{ m}$)	A	55.81	是
	B	18.05	是
	C	24.74	是
方案二 ($W=1.0\text{ m}$)	A	35.02	是
	B	21.50	是
	C	25.58	是
方案三 ($W=1.1\text{ m}$)	A	37.19	是
	B	14.94	否
	C	18.92	是
方案四 ($W=1.2\text{ m}$)	A	38.24	是
	B	10.98	否
	C	15.10	否
方案五 ($W=1.3\text{ m}$)	A	21.62	是
	B	14.76	否
	C	15.24	否

择,根据岩石可爆性分级判据指标,得出矿体总体爆破性属于中等至易爆,岩石坚固性系数(普氏硬度系数)较低,可适当增大孔距和排距,且过小的排距会造成凿岩成本及炸药单耗的增大,因此最优孔网参数为方案二(最小抵抗线 $W=1.0\text{ m}$,孔底距 $a=1.23\text{ m}$,炮孔中心到自由面的距离 $W_d=0.79\text{ m}$ 。)

5 结 论

本研究基于工程爆破实践,开展条带式充填采矿法采场扩帮凿岩爆破参数优化研究,得出以下结论:

1)根据波阻率理论,首采矿段主矿体IV_a的波阻抗为 $7.37\times 10^3\text{ g/cm}^3\cdot\text{m/s}$,普氏硬度系数约为6。通过岩石可爆性分级判据指标得出矿体总体爆破性属于中等至易爆。

2)孔底距与最小抵抗线的协同优化是岩体破碎控制的核心参数,42 mm直径炮孔达到理想岩体破碎形态时,最小抵抗线 $W=0.97\sim 1.26\text{ m}$,孔底距 $a=1.19\sim 1.55\text{ m}$,炮孔中心到自由面的距离 $W_d=0.76\sim 0.99\text{ m}$ 。

3)通过ANSYS/LS-DYNA软件构建了不同孔底距与最小抵抗线组合的简化计算模型,进行爆炸荷载作用下矿岩破坏特征的数值模拟。选取特征单元进行动态监测,并通过有效应力时程分析得出以下结论:在孔网参数优化中,当最小抵抗线 $W\geq 1.0\text{ m}$ 时,部分开挖区矿岩破碎质量变差,极易产生大块。为平衡

破碎效果与经济成本,最优孔网参数为:最小抵抗线 $W=1.0\text{ m}$,孔底距 $a=1.23\text{ m}$,炮孔中心到自由面的距离 $W_d=0.79\text{ m}$ 。

[参 考 文 献]

[1] 时浩然,李晓东,任庆伟.小抵抗线宽孔距爆破技术在石人沟铁矿的应用[J].矿业工程,2022,20(3):25-28.

[2] 李林军,史秀志,胡洪文,等.地下金属矿山扇形中深孔孔网参数优化研究[J].矿冶工程,2022,42(3):10-13,17.

[3] 赵兴东.黄金矿山深井开采研究进展与发展趋势[J].黄金,2024,45(8):1-18.

[4] 余文远,张华辉.地下开采浅孔爆破落矿大块控制技术及应用[J].黄金,2018,39(2):39-42.

[5] 白朝阳,刘拴平,邓朋.基于矿岩可爆性分级的中深孔爆破参数优化研究[J].矿业研究与开发,2025,45(4):88-95.

[6] 冯庆杰,谷亚州,周颜军.三贵口铅锌矿中深孔爆破参数优化研究与应用[J].矿业研究与开发,2025,45(3):66-73.

[7] 马力,涂宇航,马成卫,等.露天矿台阶深孔大孔距小排距爆破参数优化[J].中国科技论文,2019,14(5):506-509.

[8] 张永贵,李义炜,戴兵.大孔距、小抵抗线爆破技术的研究与应用[J].现代矿业,2011,27(11):68-69,87.

[9] 吴凌峰,周宗红,孙伟.基于XGBoost模型岩体可爆性研究[J].黄金,2024,45(2):21-23.

[10] 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.

[11] 谷亚州,史秀志,刘文华,等.上向中深孔拉槽爆破炮孔布置方式优化研究[J].矿冶工程,2023,43(6):24-28.

[12] 闵忠鹏,王柏平,张永亮,等.金山金矿掘进爆破参数优化及应用[J].黄金,2024,45(6):16-22.

[13] 张世安,史秀志,霍晓锋,等.地下矿山顶底柱矿体回采掏槽方式优化研究[J].矿冶工程,2021,41(5):22-26.

[14] 欧阳剑,史秀志,张宗国,等.深孔直眼掏槽爆破装药孔合理堵塞长度研究[J].爆破,2022,39(2):16-22.

[15] 李芹涛,袁永忠,李明辉,等.深部复杂工况巷道混合起爆网络周边成形控制应用研究[J].黄金,2024,45(8):46-51.

[16] 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.

[17] 霍晓锋,苟永刚,成涌,等.铜绿山矿中深孔掏槽爆破参数优化研究[J].矿冶工程,2019,39(5):17-21.

[18] HUO X F, SHI X Z, QIU X Y, et al. Rock damage control for large-diameter-hole lateral blasting excavation based on charge structure optimization [J]. Tunnelling and Underground Space Technology Incorporating Trenchless Technology Research, 2020, 106: 1-21.

[19] 王远来,史秀志,王发民,等.地下矿山直眼掏槽爆破参数优化研究[J].矿冶工程,2021,41(5):36-40.

[20] 薛田喜.基于LS-DYNA的进路充填采矿法爆破对周围充填体的影响分析[J].黄金,2023,44(3):16-19.

Optimization of rock drilling and blasting parameters for stope wall expansion via strip filling method

Yan Peng^{1,2}, Gu Yazhou³, Xing Xing⁴, Li Chuang³, Wang Changjun³, Wu Fengfeng³

(1. Zijin Mining Group Co., Ltd.; 2. College of Resources and Environmental Engineering, Guizhou University;
3. Zijin (Changsha) Engineering Technology Co., Ltd.; 4. Inner Mongolia Huineng Human Resources Co., Ltd.)

Abstract: After stope blasting using strip filling method, underground metal mines encounter a series of problems such as overbreak, underbreak, and roof collapse. To precisely control the blasting range and reduce mining loss and dilution indicators, it is necessary to optimize the blasting parameters. Based on the engineering blasting practice at the Taipingdong Gold Mine, a systematic analysis of the influencing mechanisms of different blasting parameters on blasting quality was conducted through a technical approach combining mechanical property assessment and dynamic failure process simulation of the rock mass. Furthermore, research on optimizing rock drilling and blasting parameters for stope wall expansion was carried out. According to the rock blastability classification criteria, the orebody generally had medium and easy blastability. Through collaborative optimization research on hole bottom spacing and minimum resistance line, when blast holes with a 42 mm diameter achieved ideal rock mass fragmentation morphology, the minimum resistance line was 0.97–1.26 m; the hole bottom spacing was 1.19–1.55 m, and the distance from the blast hole center to the free surface was 0.76–0.99 m. Simplified calculation models with different combinations of hole bottom spacing and minimum resistance line were constructed using ANSYS/LS-DYNA software, and numerical simulations of ore rock failure characteristics under explosive loading were performed. The following conclusions were drawn: When the minimum resistance line is greater than or equal to 1.0 m, the fragmentation quality of ore rock in some excavation areas deteriorates, making it highly prone to generating large blocks. To balance the fragmentation effect and economic costs, the optimal hole network parameters are as follows: minimum resistance line of 1.0 m, hole bottom spacing of 1.23 m, and distance from blast hole center to free surface of 0.79 m.

Keywords: strip; filling method; rock drilling and blasting; blasting parameter; rock blastability; large hole spacing; minimum resistance line