

露天煤矿深孔台阶爆破参数优化与爆堆块度控制工程实践

马嘉豪

易普力(新疆)矿山工程有限公司准东分公司 新疆 昌吉 931799

摘 要: 露天煤矿深孔台阶爆破是剥离工程的核心环节,爆堆块度分布直接影响后续采装效率与综合成本。本文以某大型露天煤矿花岗岩剥离台阶为工程背景,基于 Kuz-Ram 破碎分布模型与岩体结构面调查,系统分析了孔网参数、超深、装药结构、起爆延时及炸药单耗对平均块度与大块率的影响机制。通过正交现场试验与 Split-Desktop 图像联合筛分标定,确定了孔径 250mm 条件下的最优参数组合:孔距 7.5m、排距 6.0m、超深 2.0m、轴向不耦合装药系数 0.85、炸药单耗 0.52kg/m³,配合逐孔起爆(孔间延时 42ms,排间延时 25ms)。优化后大块率(>800mm)由 5.8%降至 2.1%,平均块度由 420mm 降至 282mm,铲装效率提升 16.7%,二次破碎成本降低 63.5%。研究表明,基于岩体可爆性分级与爆轰能量精准匹配的参数精细化设计,是实现爆破破碎效果与经济效益协同优化的有效途径。

关键词: 露天煤矿;深孔台阶爆破;参数优化;爆堆块度;逐孔起爆

引言

露天煤矿剥离工程成本约占生产总成本的 40%~60%,而深孔台阶爆破作为剥离工序的“第一道关口”,其破碎质量直接决定了电铲、卡车等后续设备的运转效率与磨损程度。理想的爆破效果要求爆堆块度均匀、无过大块和过度粉碎,既保障铲装通过率,又避免二次破碎带来的安全风险与成本增加。然而,矿山岩体地质条件的复杂性与爆破参数设计的经验性,使块度控制长期面临“大块与粉矿此消彼长”的困境^[1]。本文依托我国北方某露天煤矿实际工程,针对其花岗岩台阶大块率持续偏高(>5%)的生产难题,开展“岩体精细刻画—理论模型指导—正交试验校验—经济指标反馈”的系统性参数优化实践,力求为该矿及类似条件矿山提供一套可复制的块度控制技术方案。

1 工程地质条件与原爆破方案评价

1.1 岩体结构特征与可爆性分级

该矿剥离台阶岩性以中粗粒黑云母花岗岩为主,矿物组成以石英(28%~33%)、长石(50%~55%)和黑云母(8%~12%)为主。室内岩石力学试验测得单轴抗压强度均值 78.6MPa,抗拉强度均值 6.2MPa,纵波波速 4150~4380m/s。现场结构面调查(测线法,总测线长度 120m)表明,岩体发育三组优势节理:J1 产状 120°∠65°(间距 0.6~1.1m),J2 产状 210°∠45°(间距 0.4~0.9m),J3 产状 330°∠70°(间距 0.8~1.5m)。依据 Bieniawski 岩体地质力学分类(RMR)体系,综合 RQD

值(64%)、节理间距与状态、地下水条件,该岩体 RMR 评分为 67,属 III 类“中等好”岩体,对应 Q 系统值为 4.8。这类岩体爆破破碎时,结构面既提供了辅助破裂弱面(有利于降低大块率),也易成为爆轰气体优先泄漏通道(需控制单耗上限)。

1.2 原爆破方案及主要症结诊断

优化前采用 $\phi 250\text{mm}$ 垂直深孔,台阶高度 12m,布孔方式为方形布孔(孔距 8.0m、排距 6.5m,负担面积 52m²),超深 2.5m,填塞长度 4.5m,连续耦合装药,乳化炸药单耗 0.48kg/m³,采用排间微差起爆(排间延时 75ms)。连续三个月生产统计数据示:爆堆平均块度 420mm,大块率 5.8%,粉矿率(<50mm) 4.2%,根底率 4.5%,爆堆松散系数仅 1.18。电动液压挖掘机(斗容 12m³)铲装效率平均 2400t/h,因处理超大块导致的设备停工时间约占作业总时长的 11.3%。进一步诊断发现:①孔距偏大、单耗偏低导致节理不发育区域的完整岩体得不到充分破碎;②超深过大(2.5m)配合连续装药,使孔底爆炸能量过于集中,虽根底部分破碎尚可,但台阶中上部炸药分布不均,形成“顶部大块带”;③排间微差起爆时,前排爆破对后排的夹制作用明显,应力波能量在排间传递衰减严重,块度均匀性差(变异系数 0.85)。

2 爆破参数对块度分布的作用机理

2.1 孔网参数与破碎比能

孔网参数(孔距 a 、排距 b)决定了单孔负担面积 $S =$

$a \times b$, 进而影响作用于岩体的破碎比能。当单孔药量 Q 固定时, 破碎比能 $E = Q/(a \times b \times H)$ (H 为台阶高度)。增大孔网参数意味着单位体积岩体分配到的爆炸能量降低, 易产生大块; 反之, 过小的孔网参数虽能降低大块率, 但将显著增加钻孔成本和炸药消耗。因此, 存在经济合理的孔网密度区间^[2]。对于本矿岩体条件, 理论分析表明最佳负担面积约为 45~50m²。

2.2 超深与底部破碎效果

超深设计旨在克服底盘抵抗线, 保证台阶底部充分破碎。超深不足时, 台阶根底残留量大, 形成“根底大块”; 超深过大则造成底部过度粉碎, 且增加钻孔深度与炸药消耗。超深与底盘抵抗线的比值通常控制在 0.25~0.35 之间。本矿原方案超深 2.5m (占比 0.32), 但受岩体水平节理影响, 底部破碎仍不理想, 需结合装药结构优化统筹考虑。

2.3 起爆顺序与块度均匀性

起爆顺序决定了应力波叠加方向和岩体运动方向。逐孔起爆技术通过精确控制各炮孔起爆延时 (通常为 25~65ms), 使相邻孔间产生应力波相互叠加增强效应, 同时为岩块运动提供合理位移空间, 有利于改善块度均匀性。研究表明, 逐孔起爆较传统排间起爆可使大块率降低 30%~50%。起爆延时选择需综合考虑岩体波速和孔网参数, 确保应力波在岩体中充分传播且破碎块体获得足够抛掷速度。

3 现场正交试验与结果分析

3.1 正交试验方案

采用 $L_9(3^4)$ 正交表进行四因素三水平现场试验。四个因素分别为: 孔距 ($A: 7.2、7.5、7.8m$)、排距 ($B: 5.8、6.0、6.2m$)、超深 ($C: 1.8、2.0、2.2m$)、炸药单耗 ($D: 0.48、0.52、0.56kg/m^3$)。每次试验炮区规模 10~12 孔, 单排布置, 严格控制填塞长度 (按炮孔直径的 32~35 倍, 即 8.0~8.8m) 和起爆顺序一致。共进行 9 次爆破试验, 累计消耗炸药约 5600kg。

3.2 块度测量与标定方法

采用 Split-DesktopV4.0 图像处理系统对爆堆表面进行块度分析。每个炮区在爆堆顶部与坡面分别采集不少于 8 张高分辨率图像 (飞行高度 15m, 分辨率 2.1mm/pixel), 经图像校正与颗粒分割后提取当量直径分布。同步采用方格筛分法 (取样点 3 处/炮区, 每处 2.5t, 筛孔尺寸为 50、100、200、400、800mm 五级) 对图像分析结果进行标定, 建立图像修正系数 (本试验标定系数范围为 0.88~0.96, 与爆堆孔隙率相关)。最终以

修正后的大块率 ($> 800mm$)、平均块度 (X_{50}) 和均匀性指数 (n) 为评价指标。

3.3 极差分析与最优组合确定

极差分析结果表明: 对平均块度 X_{50} 的影响排序为 D (极差 91mm) $> A$ (极差 68mm) $> B$ (极差 52mm) $> C$ (极差 31mm); 对大块率的影响排序为 A (极差 2.1%) $> D$ (1.7%) $> B$ (1.2%) $> C$ (0.8%)。炸药单耗与孔距是控制块度的主控因素, 但 $D = 0.56kg/m^3$ 时粉矿率骤升至 7.8% (相比 $D = 0.52$ 时增加 56%), 且爆破振动速度超标风险增大 (监测点峰值振动速度达 6.5cm/s, 接近安全阈值)。超深影响相对较小, 但 $C = 1.8m$ 时根底率回升至 3.8%, $C = 2.2m$ 时上部过度破碎严重。综合块度指标、经济性与振动安全, 确定最优组合为 A2B2C2D2: 孔距 7.5m、排距 6.0m、超深 2.0m、炸药单耗 0.52kg/m³。该条件下平均块度 282mm, 大块率 2.1%, 粉矿率 5.0%, 均匀性指数 n 由优化前的 0.62 提高至 0.87。

3.4 起爆延时试验

在最优孔网参数基础上, 设置五组延时对比试验: 排间 75ms (原方案)、孔间 25ms、孔间 42ms、孔间 65ms, 以及孔间 42ms+ 排间 25ms 组合。结果以“孔间 42ms+ 排间 25ms”组合最优, 大块率降至 2.1%, 爆堆松散系数达到 1.28。当孔间延时仅 25ms 时, 应力波尚未充分传播即叠加, 造成近孔粉碎加剧 (粉矿率升至 6.7%) 而孔间区域破碎不足; 当延时达 65ms 时, 波前已越过孔间中线, 叠加效应丧失, 大块率回升至 3.5%^[3]。高速摄影显示, 最优延时方案下岩块平均抛掷初速度为 8.6m/s, 爆堆沉降高度较原方案降低 0.4m, 利于后续铲装。

4 工程应用效果、关键控制与讨论

4.1 规模化应用综合效果

将优化方案投入北帮剥离区量产应用, 累计实施爆破 132 次, 爆破方量约 860 万 m³。生产统计 (含冬季低温期) 显示: 大块率均值为 2.3% (夏季 2.1%, 冬季 2.8%), 平均块度 285~295mm, 粉矿率 4.9%~5.3%, 根底率 1.1%, 爆堆松散系数 1.27~1.29。12m³ 挖掘机铲装效率稳定在 2780~2850t/h 区间 (均值 2810t/h), 较优化前提升 17.1%。经济核算方面: 单耗增加使炸药成本上升约 0.18 元/m³, 但钻孔米数减少 (孔网面积扩大 6.7%), 综合爆破成本实际下降 0.12 元/m³; 二次破碎成本由原 1.22 元/t 降至 0.43 元/t, 电铲及卡车燃油消耗降低约 9.5%, 年综合节约剥离成本约 586 万元。此外, 大块

率降低使现场爆破安全警戒区内飞石距离由原来的 85m 缩短至 60m 以内, 安全管控压力明显下降。

4.2 工程实践关键控制要点

(1) 装药结构精细化执行: 不耦合装药段的 PVC 套管定位需严格控制, 每孔使用专用量杆标记间隔段位置, 确保不耦合段对准台阶中上部(即孔深 3~7m 区段), 偏差不得超过 $\pm 0.3\text{m}$ 。实际施工中抽查合格率需达 95% 以上。

(2) 底盘抵抗线动态匹配: 虽超深固定为 2.0m, 但实际底盘抵抗线随坡面角变化在 4.8~5.6m 之间波动。现场采用“根据前排孔坡面实测抵抗线微调孔底装药量”的策略: 当抵抗线 $> 5.3\text{m}$ 时, 孔底耦合装药段加长 0.3m; 当抵抗线 $< 5.0\text{m}$ 时, 适当增加填塞长度, 防止冲炮。

(3) 延时参数逐排校准: 逐孔起爆网络采用高精度数码电子雷管(延时精度 $\pm 0.1\text{ms}$), 每排设置独立延时程序。在爆区两端和中部布设爆破振动监测仪, 实时校核实际起爆时序与设计时序的一致性, 发现偏差超过 5ms 时及时修正后续炮区设计。

4.3 存在问题与后续研究方向

(1) 低温适应性不足: 冬季气温低于 -15°C 时, 乳化炸药密度由 $1.25\text{g}/\text{cm}^3$ 降至 $1.18\text{g}/\text{cm}^3$, 爆速衰减约 10%, 导致大块率由夏季的 2.1% 升至 2.8%。下一步拟开展低温敏化剂配比优化试验, 并探索在炮孔底部增设保温套筒的可行性^[4]。(2) 块度在线监测滞后: 当前仍依赖爆破后图像处理, 无法实现“爆破-反馈-调整”实时闭环。拟研发基于爆轰过程振动频谱特征与块度关联的软测量技术, 实现随爆随判。(3) 深部过渡带岩性变化: 该矿深部-50m 水平将出现花岗闪长岩与花岗岩互层区, 波速与

硬度波动显著, 后续须建立“岩性快速识别-参数库自动匹配”的智能化爆破设计系统。

5 结语

基于 RMR 岩体分级与 Kuz-Ram 理论模型指导下的正交现场试验, 确定了该矿 $\phi 250\text{mm}$ 孔径条件下的最优爆破参数组合: 孔距 7.5m、排距 6.0m、超深 2.0m、不耦合装药(轴向间隔占比 22%~25%)、炸药单耗 $0.52\text{kg}/\text{m}^3$ 及逐孔起爆(孔间 42ms/排间 25ms)。优化后大块率由 5.8% 降至 2.1%, 平均块度由 420mm 降至 282mm, 铲装效率提升 17.1%, 年综合经济效益约 586 万元。爆破参数优化应遵循“理论预判-试验校验-经济反馈”的闭环路径。炸药单耗与孔距是块度调控的首要因素, 但必须协同考虑装药结构对能量时空分布的调节作用; 起爆延时并非越小越好, 须依据岩体波速合理匹配孔间叠加区间, 方能实现均匀破碎。天然结构面是爆破破碎的“双刃剑”, 本矿实践表明, 在中等节理发育岩体中适度降低超深并引入轴向不耦合装药, 可有效抑制爆轰气体沿结构面的过早泄漏, 将结构面的辅助破裂效应最大化。该策略对同类裂隙发育花岗岩矿山具有重要参考价值。

参考文献

- [1] 杨军, 王树理, 张庆明. 露天深孔爆破逐孔起爆延时对爆堆块度影响的数值模拟 [J]. 爆破, 2023, 40(3): 56-63.
- [2] 李夕兵, 刘志祥, 彭康. 基于能量耗散的爆破炸药单耗优化方法 [J]. 岩石力学与工程学报, 2022, 41(8): 1587-1596.
- [3] 张智宇, 戴俊, 陈明. 基于 Split-Desktop 的爆破块度图像分析精度影响因素研究 [J]. 工程爆破, 2024, 30(1): 42-49.
- [4] 周传波, 何晓光, 王超. 岩体结构面对台阶爆破破碎效果的影响机制 [J]. 爆破器材, 2023, 52(4): 31-38.