高应力巷道循环爆破开挖的围岩累积损伤效应及支护改进*

幸波[1],左宇军[1],陈庆港[1],郑禄璟[2],金开玥[2]

(1.贵州大学 矿业学院, 贵州 贵阳 550025;
2.贵州锦丰金矿, 贵州 黔西南州 562204)

摘要:围岩爆破损伤是诱发巷道失稳的重要因素之一。针对锦丰金矿埋深超800 m的巷道,通过ANSYS/LS-DYNA建立全断面爆破开挖的数值模型,进行了5次全断面爆破开挖模拟计算,在巷道断面上选取4个典型位置,分析多次爆破对围岩的累积损伤作用。基于围岩损伤分布特征,提出"围岩注浆+长锚杆+金属网+喷射混凝土"的支护方式,并进行了现场应用。结果表明:在单次全断面爆破中,前两段爆破振动会诱发围岩损伤区扩展,导致后两段爆破时围岩位移与损伤加速增大;多次全断面爆破中,既有损伤区会侵入后续爆破开挖岩体范围,新、旧损伤区贯通并加速扩展,新损伤区范围较前次增大约20%;优化支护方案后,巷道顶底板和两帮的收敛位移量降幅分别达41.37%和42.03%;锚杆拉拔试验表明,新支护方案的锚杆位移量较原支护方案的锚杆位移量减少了37.2%,且锚杆回弹系数显著提升。研究可为深部高应力巷道掘进爆破的围岩损伤计算与支护设计提供参考。

关键词:高应力巷道;循环爆破开挖;累积损伤;支护方案;ANSYS/LS-DYNA
中图分类号:TD353^{+}.6;TD235 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)02-0011-10

Cumulative Damage Effect and Support Optimization of Surrounding Rock for High-Stress Roadway Under Cyclic Blasting Excavation

XING Bo[1], *ZUO Yujun*[1], *CHEN Qinggang*[1], *ZHENG Lujing*[2], *JIN Kaiyue*[2]
(1.College of Mining, Guizhou University, Guiyang, Guizhou 550025, China;
2.Guizhou Jinfeng Gold Mine, Qianxinan Prefecture, Guizhou 562204, China)

Abstract: Blasting damage of surrounding rock is recognized as one of the key factors inducing roadway instability. For the roadways in Jinfeng Gold Mine with a burial depth of over 800 m, a numerical model of full-section blasting excavation was established by means of ANSYS/LS-DYNA, and five rounds of simulation calculations for full-section blasting excavation were carried out. Four typical positions were selected on the roadway section to analyze the cumulative damage effect of multiple blasting events on the surrounding rock. Based on the distribution characteristics of surrounding rock damage, a support method consisting of surrounding rock grouting + long anchor bolts + metal mesh + shotcrete was proposed, and its field application was carried out. The results show that in a single full-section blasting excavation, the blasting vibration from the first two blasting stages causes the expansion of the surrounding rock damage zone, which in turn leads to an accelerated increase in the displacement and damage of the surrounding rock during the last two blasting stages. During multiple full-section blasting excavations, existing damage zones invade the rock mass to be excavated in subsequent blasting operations. The new and existing damage zones connect and coalesce, and their expansion is accelerated, with the scope of the new damage zones increasing by approximately 20% compared with that of the previous blasting round. After the optimization of the support scheme, the reduction rates of convergence displacement of the roadway roof and floor and its two sidewalls reach 41.37% and 42.03% respectively. Anchor pull-out tests indicate that the anchor displacement of the new support scheme is reduced by 37.2% compared with that of the original support scheme, and the anchor rebound coefficient is significantly improved. This study can provide a reference for the calculation of surrounding rock damage and support design in excavation blasting of deep high-stress roadways.

Key words: High-stress roadway, Cyclic blasting excavation, Cumulative damage, Support scheme, ANSYS/LS-DYNA

---

* **收稿日期**:2025-02-12
基金项目:国家自然科学基金项目(52374118);贵州省科技支撑计划(黔科合支撑(2022)一般247)
作者简介:幸波(1994—),男,四川宜宾人,硕士,主要从事矿山开采技术研究。E-mial:Gzu_Xingbo@163.com
通信作者:左宇军(1965—),男,湖南湘乡人,博士,教授,主要从事矿山岩石力学研究。E-mial:zuo_yujun@163.com

0 引言

爆破技术广泛运用于矿山施工中[1]。在巷道施工中,岩体损伤往往是爆破荷载重复作用的结果[2],当围岩损伤积累至损伤阈值时,容易诱发巷道失稳[3],增加施工风险[4]。因此,研究巷道重复爆破开挖中围岩的累积损伤效应对巷道围岩稳定性控制具有重要意义。

目前针对循环爆破荷载作用下围岩累积损伤效应已有大量研究。在物理试验方面,学者们应用SHPB系统与CT扫描、核磁共振等技术研究重复冲击下的岩石裂纹扩展,进而表征岩石的累积损伤程度,发现了累积损伤效应会加速岩石内部损伤,岩石可承受的最大冲击次数随累积损伤的增大而减少[5-7]。SHPB系统虽能较好地揭示试样在循环冲击荷载下的损伤演化,但对反映复杂应力条件下的岩体大范围累积损伤有一定局限性。因此,学者们通过相似模拟试验研究循环爆破下岩体的力学响应,结果表明,损伤区域随爆破次数的增加而逐渐向外扩展[8],但损伤范围增量随爆破次数的增加而减小[9]。相似模拟试验不受现场条件限制,然而试验中忽略次要因素的假设可能导致结论偏离工程实际。现场声波测试已成为研究岩石累积损伤的一种有效手段,通过爆破前后的岩石波速变化可以表征岩石的累积效应[10-11],发现岩体宏观失效是爆破载荷反复作用下损伤累积的结果[12]。随着爆破距离的增加,爆破对岩体的损伤效应逐渐减小[13]。声波测试能真实反应岩石损伤变化,但由于只能获取部分波速,导致试验结果有限。随着仿真技术发展,能模拟真实地质条件的数值软件为研究岩石累积损伤效应提供了一种新方法。LS-DYNA对于研究循环爆破开挖时围岩累积损伤这一复杂的动力问题有独特优势。研究表明,围岩累积损伤包括爆炸冲击损伤和振动损伤,但现有模型多聚焦单次爆破,对多次循环荷载下损伤叠加机制及空间分异性缺乏系统性分析[14]。此外,现有支护设计多基于经验公式,未充分考虑损伤深度与锚固效应的动态匹配关系,导致深部高应力巷道支护效率低下。综上,亟需建立深部巷道重复爆破数值模型,揭示围岩损伤演化规律,并据此提出针对性支护优化策略。

本文以锦丰金矿-60 m水平工作面为研究对象,通过ANSYS/LS-DYNA建立全断面爆破开挖计算模型,模拟5次巷道全断面爆破,分析深部高应力巷道重复爆破荷载作用下围岩的累积损伤效应,量化了前三次全断面爆破中各自开挖区围岩的损伤演化规律,提出了基于损伤深度演化特征的支护设计方法,通过"注浆加固损伤区+长锚网锚固完整岩体"的协同机制提升支护效果,应用两种不同的监测方法监测两种支护方式的巷道围岩变形、锚杆锚固能力,从而验证新支护方式的优越性。

1 工程概况

锦丰金矿地处贵州省贞丰县境内,岩石多为砂岩,矿体最大埋深1 000 m以上,-60 m水平矿体埋深超800 m,应力条件复杂,掘进爆破时围岩累积损伤破坏难以测量和估算,导致该水平的工程支护十分困难,原支护效果较差。主要表现为:部分巷道两帮变形严重,向内鼓起开裂,见图1(a),导致锚网断裂;裂缝使锚杆托盘与围岩脱离,见图1(b);当巷帮开裂后,变形速度明显加快,从局部到整体,巷道变形破坏程度加剧,见图1(c);随着两帮不断收敛,拱顶逐渐被挤成尖顶,向上变成尖桃形,在顶板中心出现裂隙,见图1(d);顶部混凝土喷层破坏程度大,起拱线发生变形破坏,见图1(e);顶板沉降也导致锚网发生变形,锚杆、托盘、混凝土层部分破坏,见图1(f)。以上现象表明,-60 m水平的巷道支护效果差,支护方式亟需改进。

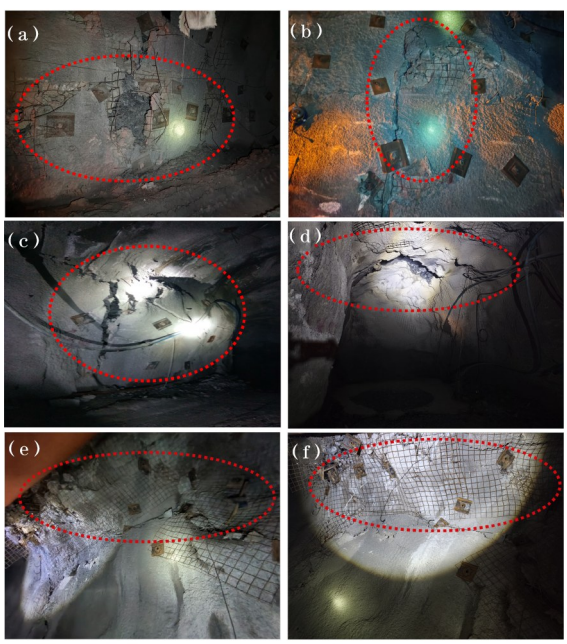


图1 锦丰金矿深部巷道变形破坏

Fig.1 Deformation and damage of the deep roadway in the Jinfeng Gold Mine

2 模拟方案与模型验证

2.1 数值模型

利用 ANSYS/LS-DYNA 数值模拟软件,建立巷道的 1/2 数值模型,见图 2,巷道断面宽 5 m、高 5.5 m(面积约为 27.5 m^2)。每次爆破掘进 3 m,边界条件为无反射边界,共进行 5 次全断面爆破(A、B、C、D、E 断面)。一次全断面爆破采用延期爆破,分 4 段,每段计算时间 10 000 μs,见图 3。在每段爆破加载阶段,利用关键字 * delete_part 删除前一段爆破开挖的岩石单元,在保留应力、位移及损伤的基础上进行下一段爆破计算。依据−60 m 水平原位地应力测试数据,在爆破前对模型施加 X 方向 14.3 MPa、Y 方向 18.1 MPa、Z 方向 23.7 MPa 的应力,应力平衡后,再进行 5 次全断面爆破开挖,如图 3 所示。

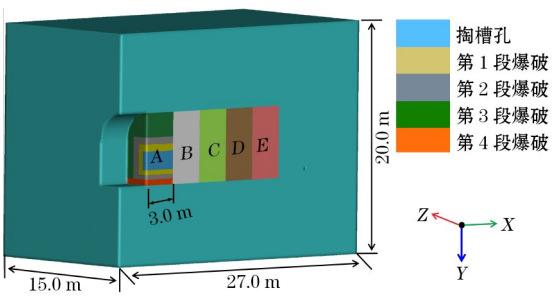


图 2 数值模型

Fig.2 Numerical model

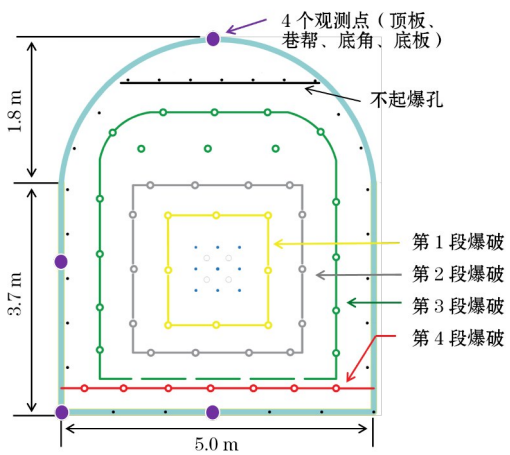


图 3 全断面分段爆破开挖示意

Fig.3 Schematic of full-section excavation by segmented blasting

2.2 爆破荷载

以特定形式的爆炸荷载(三角形荷载曲线)等效施加在每一段炮孔的开挖边界上,计算效率高,适合巷道全断面爆破开挖下围岩动力响应问题[15]。炸药起爆后作用在炮孔壁的压力为:

$$P_0=\frac{1}{8}\rho_e D^2\left(\frac{V_c}{V_b}\right)^3 n \tag{1}$$

式中:P_0 为气体压力;ρ_e 为炸药密度,现场使用乳化炸药,ρ_e=1 000 kg/m^3;D 为爆速,D=3 600 m/s;V_c 和 V_b 分别为炸药体积和炮孔体积;n 为压力增大系数,对于乳化炸药,可取 n=10。

不同段别炮孔起爆时的等效荷载见表 1。

表 1 各段爆破荷载参数

Table 1 Parameters of blasting load of each section

起爆段别	炮孔直径/mm	炮孔间距/mm	装药长度与炮孔长度之比	等效荷载/MPa
第 1 段爆破	42	700	0.7	55.4
第 2 段爆破	42	800	0.7	50.3
第 3 段爆破	42	800	0.7	50.3
第 4 段爆破	42	800	0.7	50.3

三角形荷载曲线中,t_τ 为荷载上升时间,t_d 为荷载正压作用时间。结合现有研究成果和工程实践,取 t_τ=750 μs,t_d=5 000 μs。

2.3 模型合理性验证

质点峰值振动速度的衰减规律为[16]:

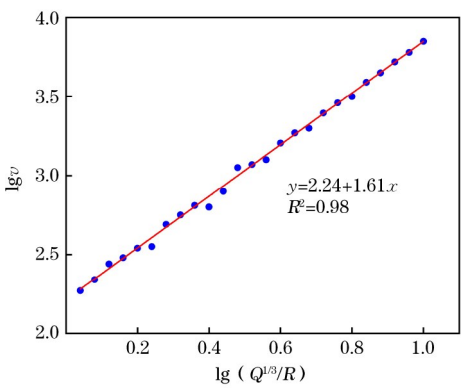
$$v=k\left(\frac{Q^{1/3}}{R}\right)^{\alpha} \tag{2}$$

式中:v 为质点峰值振动速度;Q 为段最大起爆药量;R 为爆心距;k 和 α 为与岩性相关的系数和衰减指数。

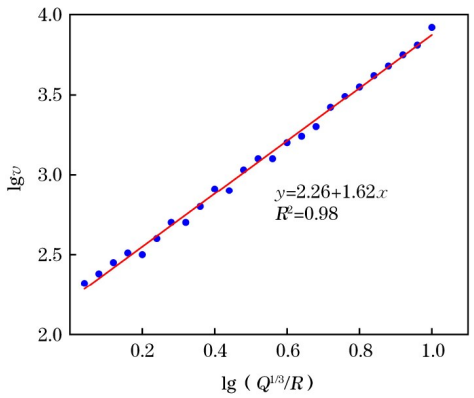
对式(2)两边取对数,将其转化为 $y=a+bx$ 的形式,即:

$$\lg v=\lg k+\alpha\lg(Q^{1/3}/R) \tag{3}$$

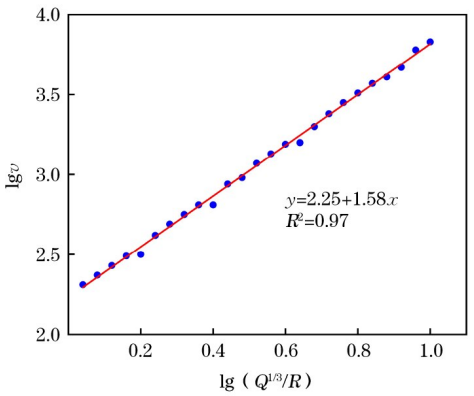
拟合巷道 4 个典型位置(顶板、巷帮、底角、底板)不同损伤深度的质点峰值振动速度,如图 4 所示。



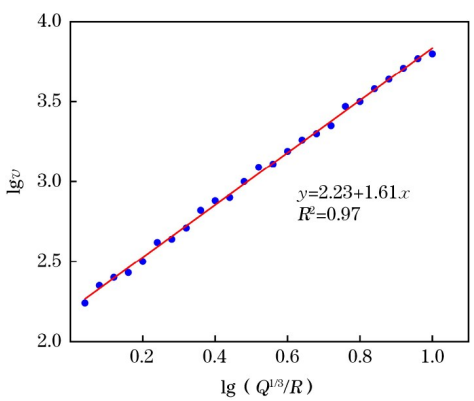
(a) 顶板



(b) 巷帮



(c) 底角



(d) 底板

图 4 质点峰值振动速度与爆心距的拟合曲线

Fig.4 Fitting curves of the peak particle velocity and the distance from blasting center

根据拟合曲线可以得出 k 和 α 的值。根据《爆破安全规程》(GB 6722—2014)的规定,中硬岩石的 k 和 α 取值范围分别为 150～250 和 1.5～1.8。数值模型参数合理性验证见表 2。由表 2 可知,各测点的 k 值与 α 值均在合理取值范围内,证明本文数值模型能准确表征岩体在爆破荷载作用下的损伤演化规律。

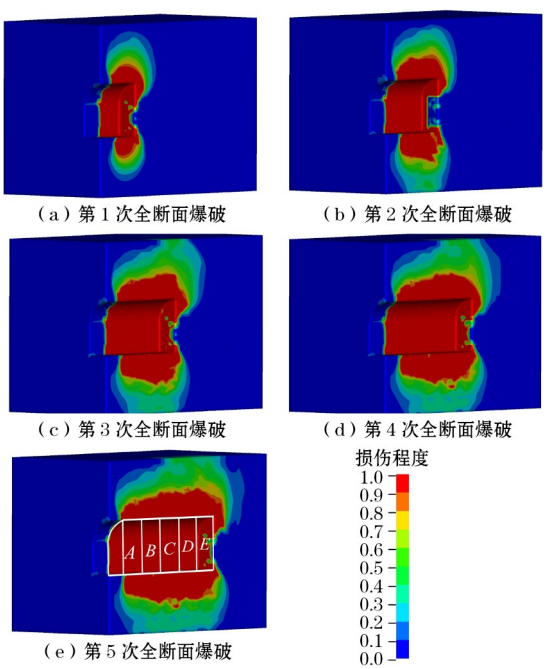
表 2 数值模型参数合理性验证

Table 2 Rationality verification of parameters in the numerical model

测点位置	lg$k$	k	α
顶板	2.24	172	1.61
巷帮	2.26	181	1.62
底角	2.25	178	1.58
底板	2.23	170	1.61

3 单次及多次全断面爆破的围岩累积损伤效应

根据图 5 中给出的 5 次全断面爆破围岩损伤云图,A、B 断面的损伤范围逐渐扩大,前 3 次爆破造成的损伤区范围内(A、B、C 断面)存在大量裂隙,后续爆炸应力波传递到损伤区时,一部分反射形成拉伸波,加剧了原有损伤区的损伤,同时加快了应力波的衰减,应力波传递到损伤区边缘时,强度已小于岩石的动态抗拉强度,岩体不再发生破坏,围岩损伤区范围在第 3 次全断面爆破(C 断面)以后趋于稳定。因此,选择损伤发育断面(A 断面)和损伤范围稳定断面(C 断面)中 4 个位置(顶板、巷帮中部、底角、底板中部),比较单次和多次全断面爆破对围岩产生的累积损伤效应。



(a) 第 1 次全断面爆破　(b) 第 2 次全断面爆破

(c) 第 3 次全断面爆破　(d) 第 4 次全断面爆破

(e) 第 5 次全断面爆破

图 5 5 次全断面爆破的围岩损伤云图

Fig.5 Cloud maps of the surrounding rock damage after five full-section blasting

3.1 单次全断面爆破围岩损伤

第 1 段爆破(1×10^4～2×10^4 μs)导致崩落孔周

边岩体发生了不同程度的损伤,在未起爆炮孔附近因应力集中形成大小不一的损伤带,整体以本段爆破区域为中心,产生径向放射状损伤。由于第 1 段爆破距离巷道开挖轮廓线较远,爆破未导致巷道开挖轮廓外出现明显损伤,见图 6(a)和图 7。

第 2 段爆破($2\times10^4\sim3\times10^4$ μs)导致损伤区域进一步发展,损伤区范围已接近巷道开挖轮廓线,围岩已产生小范围损伤。由图 7 可知,此时,顶板、巷帮、底角、底板位移分别为 0.071 mm、0.089 mm、0.118 mm、0.065 mm,且在爆破后位移并没完全恢复,标志着第 2 段爆炸应力波对巷道围岩产生了影响,见图 6(b)。

第 3 段爆破($3\times10^4\sim4\times10^4$ μs)造成的损伤区范围明显增大,在巷道围岩周围已形成小范围环状损伤带,受第 2 段爆破形成的损伤区影响,本段爆破损伤区在水平方向和垂直方向发展较快,且水平方向和垂直方向的损伤深度大致相等,巷帮、顶板位移分别为 0.332 mm、0.274 mm,位移均达到最大值,见图 6(c)和图 7。

第 4 段爆破($4\times10^4\sim5\times10^4$ μs)导致巷道底部围岩损伤迅速发展,最终在巷道周围形成较完整的环形损伤区;顶板、巷帮、底角、底板的位移稳定在 0.169 mm、0.167 mm、0.124 mm、0.139 mm 左右。结合损伤云图及位移曲线图可知,在第 1 次全断面爆破开挖形成的损伤区中,第 3 段爆破对巷道两帮及顶板的损伤贡献最大,第 4 段爆破对巷道底板的损伤贡献最大,见图 6(d)和图 7。

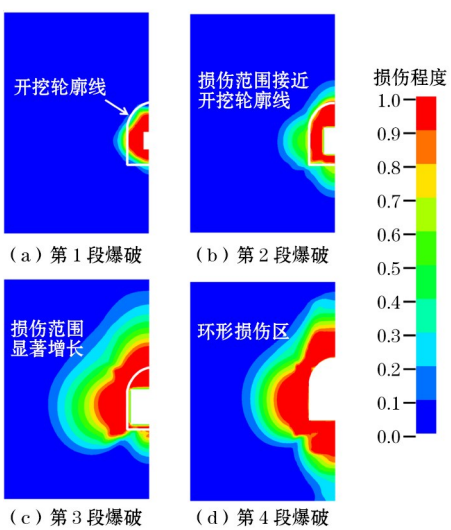


图 6 第 1 次爆破开挖的围岩损伤云图

Fig.6 Cloud maps of surrounding rock damage during the first blasting excavation

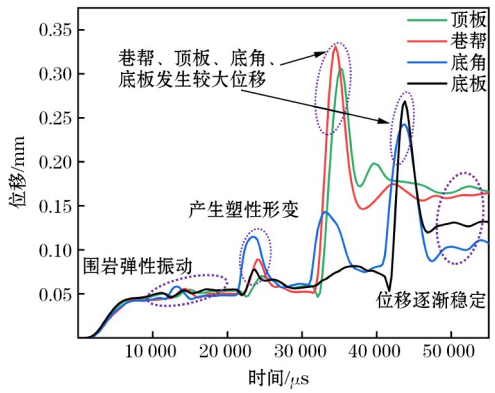


图 7 第 1 次爆破开挖的围岩位移变化规律

Fig.7 Change laws of surrounding rock displacement during the first blasting excavation

3.2 多次全断面爆破围岩损伤

图 8 为 C 断面在各次全断面爆破作用下的损伤云图。从图 8 可以看出,第 3 次全断面爆破(C 断面)与 A 断面相距 6 m,第 1 次全断面爆破并未对 C 断面产生直接破坏(见图 8(a)),但第 2、3、4 次全断面爆破对 C 断面的围岩损伤有显著影响,因此通过这 3 次全断面爆破分析 C 断面围岩的累积损伤效应。在第 2 次全断面爆破中,第 3 段爆破后,C 断面围岩的帮部及顶板产生环状损伤,且范围略大于 A 断面的损伤范围,在多次爆破荷载的重复作用下,岩石更易发生损伤(见图 8(b))。在第 2 次全断面开挖的第 4 段爆破中,C 断面底板未发生直接破坏,在距离底板 0.5~1 m 处发生了损伤(见图 8(c))。

第 3 次全断面爆破中,第 1 段爆破产生的底板损伤与已有损伤贯通并继续发育,这与 A 断面底板损伤的情况不同,这是由于经过多次爆破扰动后,在距离底板 1 m 左右深度的位置发生破坏,降低了底板强度,在受到相同爆破荷载作用时,更容易发生破坏(见图 8(d));第 2 段爆破后,在巷道开挖轮廓线以外产生明显的环状损伤区,损伤范围均大于 A 断面在相同情况下的损伤范围(见图 8(e));在第 3 段爆炸应力波的作用下,顶板和巷帮损伤范围迅速增大(见图 8(f));在第 4 段爆破中,底角和底板的损伤迅速发育,最终在 C 断面周边围岩形成大范围的环状损伤区,弹性振动区已处于岩体内部(见图 8(g))。

第 4 次全断面爆破中,C 断面的底板、巷帮、底板损伤区持续变大,在本次全断面爆破完成以后,C 断面的损伤范围趋于稳定(见图 8(h))。

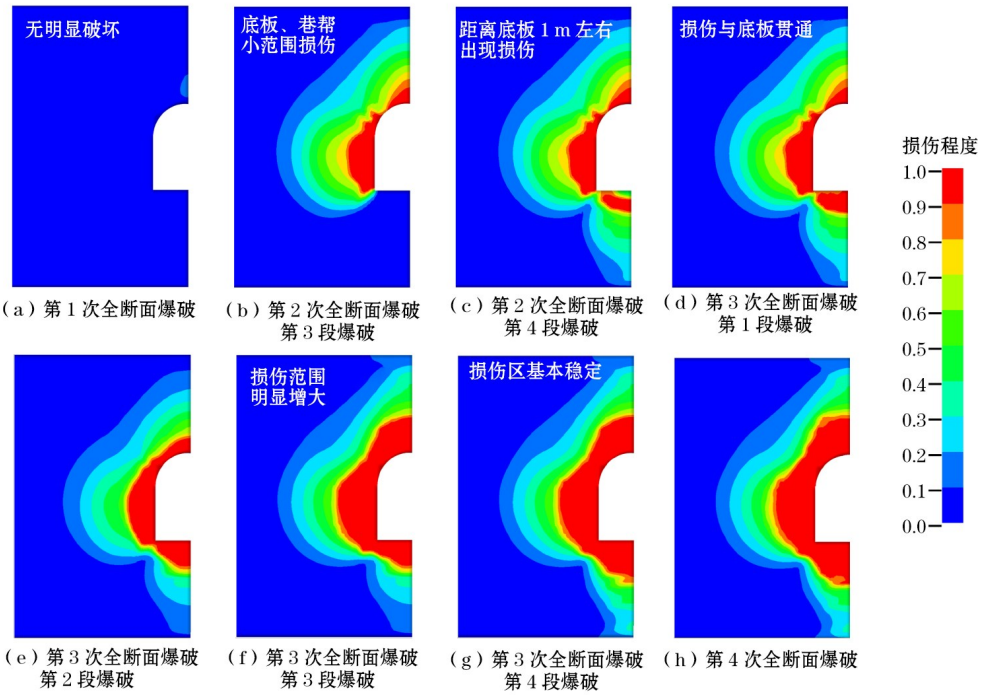


图 8 每段爆破后 *C* 断面围岩损伤云图

Fig.8 Cloud maps of the surrounding rock damage in section *C* after each blasting segment

C 断面不同位置的损伤对比见图 9 和图 10。

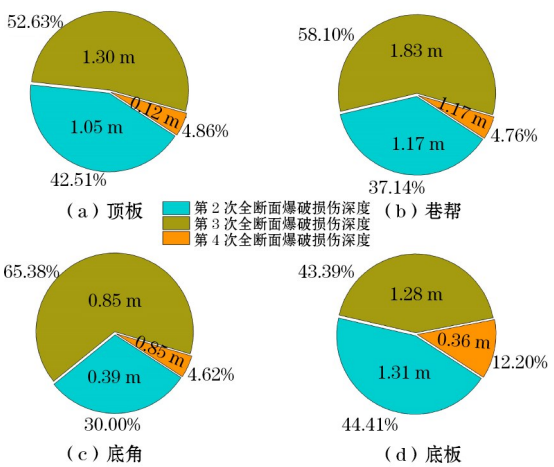
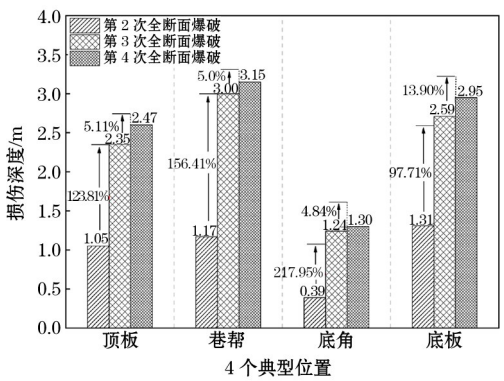


图 9 3 次全断面爆破中 *C* 断面 4 个典型位置的损伤深度及占比

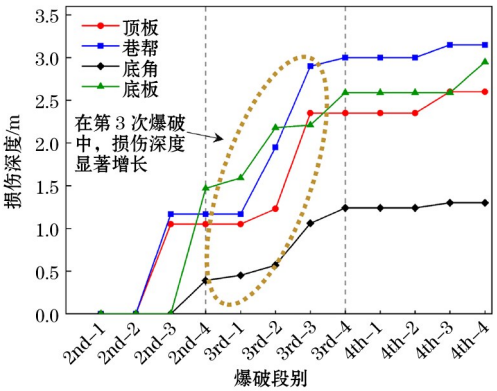
Fig.9 Depth and proportion of surrounding rock damage at four locations in section *C* during three full-section blasting

经过 3 次全断面爆破开挖后,损伤深度呈现显著区域差异:巷帮损伤深度最大(3.0 m),底角损伤深度最小(1.24 m)。第 2 次全断面爆破后各部位已产生明显损伤,第 3 次爆破则引发损伤深度急剧扩展,增长幅度在第 3 次爆破中达到峰值。围岩损伤深度的具体变化为:巷帮从 1.17 m 增至 3.0 m(增幅为 156.41%),顶板从 1.05 m 增至 2.35 m(增幅为 123.81%),底角由 0.39 m 增至 1.24 m(增幅为 217.95%),底板则从 1.31 m 增至 2.59 m(增幅为 97.71%)。其中,巷帮损伤深度在第 3 次爆破中单次增长 1.83 m,是围岩损伤扩展最显著的区域。

第 4 次全断面爆破后,围岩损伤范围持续扩大,其中底板损伤增长最为显著。围岩损伤深度的具体变化为:巷道底板由 2.59 m 增至 2.95 m(增幅为 13.90%),顶板从 2.35 m 发展至 2.47 m(增幅为 5.11%),巷帮由 3.0 m 延深至 3.15 m(增幅为 5.0%),底角则从 1.24 m 轻微扩展至 1.3 m(增幅为 4.84%)。数据显示,第 4 次爆破对巷道底板的损伤发展具有明显的促进作用。



(a) 3 次全断面爆破的围岩损伤变化



(b) 每段爆破后的围岩损伤变化

图 10　*C* 断面 4 个典型位置的损伤深度变化

Fig.10　Variation of damage depth at four typical locations in section *C*

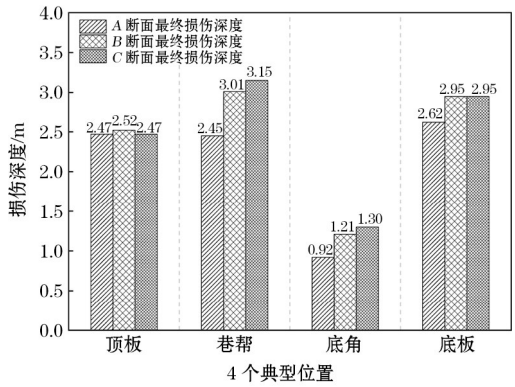


图 11　3 个断面最终损伤深度比较

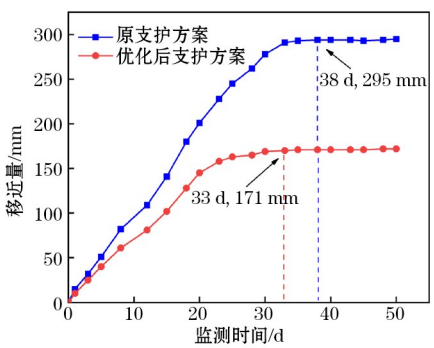
Fig.11　Comparison of final damage depth in three sections

通过以上分析可知,围岩的累积损伤范围和损伤程度呈非线性增加,在 *A*、*C* 断面上围岩损伤严重的位置是底板和巷帮,底角损伤相对较小。在第 2 次全断面爆破后,*C* 断面损伤区中存在裂隙;在第 3 次全断面爆破中,爆炸应力波经过岩石裂隙时,一部分压缩波经过反射变为拉伸波,反射拉伸波与后续应力波叠加作用于已损伤岩体,会使围岩裂隙发育,导致透射波快速衰减,难以引起深处完整岩体破坏,因此 *B*、*C* 断面损伤范围接近。3 个断面最终损伤深度比较如图 11 所示。

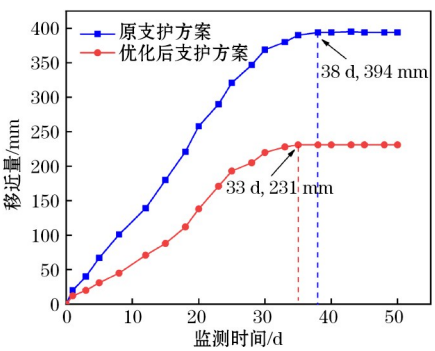
4　支护方式优化及现场应用

4.1　现有支护方式及优化

锦丰金矿目前使用长度为 2.4 m 的树脂锚杆和管缝锚杆、喷浆联合支护[17]。根据围岩累积损伤演化特征可知,−60 m 水平巷道爆破掘进后,顶板损伤深度为 2.5 m 左右,巷帮损伤深度远超过 2.5 m,目前使用的锚杆长度小于巷道围岩损伤深度,锚杆不能与未损伤岩体牢固连接,降低了锚固性能,导致顶板沉降,两帮向内收敛,断面减小,难以满足深部高应力巷道的支护要求。基于深部高应力巷道在循环爆破开挖下围岩的损伤变化规律,提出“围岩注浆＋长锚杆＋金属网＋喷射混凝土”的支护方案,巷道表面位移随时间的变化曲线如图 12 所示。



(a) 顶底板移近量



(b) 两帮移近量

图 12　巷道表面位移随时间变化曲线

Fig.12　Displacement curves of roadway surface with time

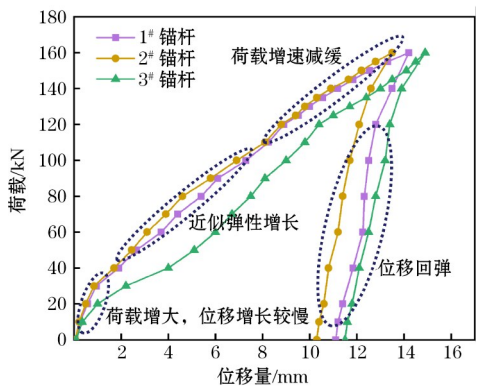
围岩注浆能增加结构弱面强度,浆液凝结后起到骨架作用,提高锚杆锚固效果,3.5 m 的锚杆可穿过损伤区与完整岩体相连,加强锚固效果。

4.2　现场应用及监测

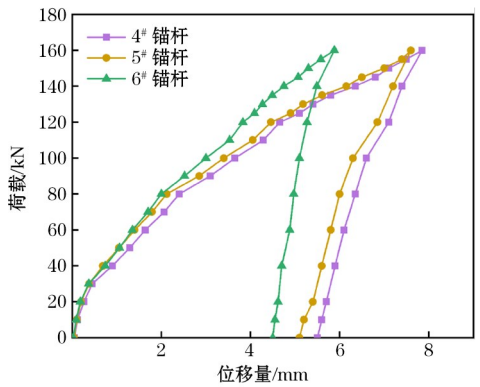
使用 JSS30A 型收敛仪对支护方案优化前后的巷道表面位移进行监测,监测结果如图 12 所示,由图 12 可知,围岩变形可分为速变、缓变及平稳 3 个阶段:支护完成 20 d 内,围岩变形速率快且变形剧烈;支护完成 20～30 d 内,围岩变形速率逐渐减缓;35 d 左右围岩基本稳定,变形已无明显增长。原支护的巷道两帮和顶底的收敛,位移量分别为 394 mm 和 295 mm;优化后支护方案的巷道两帮和顶

底板的收敛位移量分别为 231 mm 和 171 mm,分别降低 41.37%和 42.03%;支护优化后,顶底板和两帮变形达到稳定阶段的时间分别提前 5 d、3 d,说明优化后的新支护方式能有效控制围岩的变形,减少围岩的变形量。

锚杆拉拔试验能检测锚杆的锚固性能[18-20],因此在支护优化前后的巷道各选取 3 根,共 6 根锚杆开展拉拔试验,其中,原锚杆支护方案的编号为 1#、2#、3#,支护优化后的锚杆编号为 4#、5#、6#。通过逐级加载方式施加荷载,每级加载 10 kN,加载到 120 kN 后,每次加载 5 kN,加载至设计荷载后进行 1 min 稳压,再逐级卸压,每级卸载 20 kN。试验过程中,通过位移计和压力表获取锚杆拉拔全过程的端头位移和荷载数据。根据试验数据绘制的载荷-位移曲线如图 13 所示。



(a) 原支护方案



(b) 优化后支护方案

图 13 拉拔试验载荷-位移曲线

Fig.13 Pull-out test load-displacement curves

从图 13 可以看出,6 根锚杆的荷载-位移曲线的变化规律相似,总体分为 4 个阶段:

(1) 拉拔曲线先经历一个拉拔荷载逐渐增大而位移增长较慢的过程;

(2) 随着拉拔力增大,位移增大,从增大趋势上来看,斜率变化小,呈现近似弹性的特征;

(3) 载荷-位移曲线进入类似“屈服”的过程,荷载增大趋势明显变缓;

(4) 随着拉拔力逐级卸载,位移出现“小范围回弹”趋势,但最终位移量接近最大位移量。

优化后支护方案锚杆的最大位移量为原支护方案锚杆位移量的 39%~57%,最终位移为原支护方案的 39%~47.83%,优化后支护方案的锚杆位移明显小于原支护方案的锚杆位移量。将回弹系数定义 Z 为:

$$Z=\frac{X_{\max}-X_{\text{fin}}}{X_{\max}} \tag{4}$$

式中:$X_{\max}$为最大位移量;X_{fin}为最终位移量。

支护方案优化前后的锚杆位移量测试结果见表 3。原支护方案的 3 根锚杆的回弹系数为 0.216,0.234,0.227,优化后支护方案的 3 根锚杆的回弹系数为 0.299,0.328,0.233,均大于前者,说明支护方案优化后,锚杆发生弹性变形的占比更大,锚固效果更好,在达到最大拉拔荷载 160 kN 后,锚杆仍保持较好的锚固能力。

表 3 锚杆位移量

Table 3 Displacement of anchor bolts

支护方案	锚杆编号	最大位移/mm	最终位移/mm
原支护方案	1#	14.20	11.12
	2#	13.51	10.34
	3#	14.92	11.52
优化后支护方案	4#	7.85	5.51
	5#	7.62	5.12
	6#	5.88	4.51

5 结论

本文通过 ANSYS/LS-DYNA 建立了深部高应力巷道全断面爆破开挖模型,研究了爆破作用引起的围岩累积损伤,并根据累积损伤范围改进现有支护方式并进行现场试验。得到的主要研究结论如下。

(1) 单次全断面爆破中,前两段爆破由于距离巷道开挖轮廓线较远,不会对围岩产生直接损伤,但会导致围岩振动而产生损伤,为后两段爆炸应力波的作用范围扩大及损伤效果增强创造有利条件;由于岩石累积损伤效应,后两段爆破形成的损伤区迅速发育成环状损伤带。

(2) 多次全断面爆破中,第 1 次全断面爆破产生的损伤区会延伸至第 2 次爆破开挖岩体及围岩范围内,结合自由面效应,会导致第 2 次爆破中每段爆

破产生的损伤区与已产生的损伤区域迅速贯通并快速扩展,围岩损伤区范围扩大,特别是在巷帮及底板处,分别增长 0.56 m、0.33 m;前两次爆破的累积损伤效应对 6 m(即两个断面爆破)后的围岩的损伤可以忽略不计。

(3) 基于围岩累积损伤的演化规律,提出了"围岩注浆+长锚杆+金属网+喷射混凝土"的支护方案。通过监测发现,对比原支护方案的巷道,新支护方案的巷道顶底板、两帮的收敛位移量分别降低 41.37%、42.03%,巷道变形稳定期分别提前 5 d、3 d。锚杆拉拔试验结果表明,新支护方案的锚杆位移量明显小于原支护方案的锚杆位移量,且锚杆回弹系数显著大于原支护方案的锚杆回弹系数。采用新的支护方案后,巷道稳定性明显提高。

(4) 由于实际爆炸荷载的复杂性,数值模型采用的三角形爆炸荷载为简化的等效荷载,虽然提高了计算效率,但是由于加载方向均垂直于加载面,这导致无法对底角位置施加相同的荷载,这也是底角损伤较小的原因,可能与现场有一定差别。因此,有必要继续开发更复杂的模型,以找到更能反映爆源特性的爆破荷载函数及模型。

参考文献(References):

[1] 谢和平."深部岩体力学与开采理论"研究构想与预期成果展望[J].工程科学与技术,2017,49(2):1-16.
XIE Heping. Research framework and anticipated results of deep rock mechanics and mining theory [J]. Advanced Engineering Sciences,2017,49(2):1-16.

[2] 陈璐,周子龙,高山,等.高应力隧道爆破研究现状与展望[J].中南大学学报(自然科学版),2023,54(3):849-865.
CHEN Lu, ZHOU Zilong, GAO Shan, et al. Research status and prospects of blasting excavation of tunnel under high stress condition[J]. Journal of Central South University (Science and Technology),2023,54(3):849-865.

[3] 赵金帅,陈炳瑞,江权,等.爆破荷载下白鹤滩大型地下厂房累积损伤机制研究[J].岩石力学与工程学报,2022,41(5):916-925.
ZHAO Jinshuai, CHEN Bingrui, JIANG Quan, et al. Study on cumulative damage mechanisms of Baihetan large underground powerhouse under blasting loads[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2022,41(5):916-925.

[4] 姜立春,沈彬彬,陈敏.循环爆破累积损伤诱发似层状铝土矿采空区群失稳机制[J].中南大学学报(自然科学版),2022,53(4):1429-1438.
JIANG Lichun, SHEN Binbin, CHEN Min. Failure mechanism of layered bauxite goaf group induced by accumulated damage from nearby stope cyclic blasting[J]. Journal of Central South University (Science and Technology),2022,53(4):1429-1438.

[5] DAI Bing, SHAN Qiwei, CHEN Ying, et.al. Mechanical and energy dissipation characteristics of granite under cyclic impact loading[J]. Journal of Central South University, 2022,29(1):116-128.

[6] GONG Fengqiang, ZHONG Wenhui, GAO Mingzhong, et al. Dynamic characteristics of high stressed red sandstone subjected to unloading and impact loads[J]. Journal of Central South University,2022,29(2):596-610.

[7] LIANG Shufeng, HOU Shijun, WU Shuaifeng. Research on the dynamic damage properties and determination of the Holmquist-Johnson-Cook model parameters for sandstone [J]. Applied Sciences-Basel,2022,12(16):8366.

[8] QIU Jiaodong, LI Xibing, LI Diyuan, et al. Physical model test on the deformation behavior of an underground tunnel under blasting disturbance[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering,2021,54(1):91-108.

[9] HUANG Jiang, CHEN Shihai, LIU Minglong, et al. Physical model test and numerical simulation study of cumulative damage to deep tunnel surrounding rock under cyclic blasting load[J]. International Journal of Damage Mechanics,2023,32(2):161-184.

[10] LIU Dunwen, TANG Yu, CAO Ming, et al. Nondestructive testing on cumulative damage of watery fractured rock mass under multiple cycle blasting [J]. Engineering Fracture Mechanics,2021,254:107917-107927.

[11] MEGLIS I L, CHOW T, MARTIN C D, et al. Assessing in situ microcrack damage using ultrasonic velocity tomography [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2005,42(1):25-34.

[12] LING Tianlong, LI Shengli, LIU Dianshu, et al. Blasting damage of tunnel rock mass based on cumulative effect[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering,2023,56(3):1679-1695.

[13] CAO Feng, ZHANG Sheng, LING Tonghua. Analysis of cumulative damage for shared rock in a neighborhood tunnel under cyclic blasting loading using the ultrasonic test[J]. Shock and Vibration,2020:1-12.

[14] LI Shengli, LING Tianlong, LIU Dianshu, et al. Determination of rock mass parameters for the RHT model based on the hoek-brown criterion[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering,2023,56(4):2861-2877.

[15] 王蒙,刘殿书,陆欣雨,等.大断面斋堂隧道爆破近区围岩损伤研究[J].北京理工大学学报,2024,44(6):597-605.
WANG Meng, LIU Dianshu, LU Xinyu, et al. Blasting damage of large section tunnel to surrounding[J]. Transactions of Beijing Institute of Technology,2024,44(6):597-605.

[16] WANG Xiao, LI Jianchun, ZHAO Xiaobao. Propagation characteristics and prediction of blast-induced vibration on closely spaced rock tunnels[J]. Tunnelling and Underground Space Technology,2022,123:104416.

[17] 李桐,左宇军,潘超,等.锦丰金矿深部巷道中空注浆锚杆支护参数优化研究[J].矿业研究与开发,2023,43(6):97-102.

LI Tong, ZUO Yujun, PAN Chao, et al. Study on support parameter optimization of hollow grouted bolt in deep roadway of Jinfeng Gold Mine[J]. Mining Research and Development,2023,43(6):97-102.

[18] MALEKI A, LAJEVARDI S H, BRIANCON L, et al. Experimental study on the L-shaped anchorage capacity of the geogrid by the pullout test [J]. Geotextile and Geomembrane, 2021,49(4):1046-1057.

[19] ZUO Jianping, WEN Jinhao, LI Yongdong, et al. Investigation on the interaction mechanism and failure behavior between bolt and rock-like mass[J]. Tunnelling and Underground Space Technology,2019,93:103070.

[20] HØIEN A H, LI C C, ZHANG N. Pull-out and critical embedment length of grouted rebar rock bolts-mechanisms when approaching and reaching the ultimate load[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering,2021,54(3):1431-1447.