爆破荷载作用下无底柱分段崩落法下盘联巷位置的确定*

罗浩铭[1,2],李明润[1,2],刘旭东[1],陈星明[2],王文通[2],安英东[2]

(1.四川省煤炭设计研究院, 四川 成都 610091;
2.西南科技大学 环境与资源学院, 四川 绵阳 621010)

摘要:巷道稳定是地下矿山安全生产的基础,量化爆破振动波对巷道稳定性的动态损伤效应对地下矿山具有重要意义。以某矿第一分段为研究对象,针对无底柱分段崩落法矿体回采过程中下盘联巷与进路相交处因矿体回采产生的爆破振动出现冒顶事故,利用FLAC3D动力分析模块开展了在爆破荷载作用下确定无底柱分段崩落法下盘联巷合理位置的研究。研究结果表明:该矿分段高度为15 m,综合巷道质点的振动速度、位移以及应力三方面响应,得出下盘联巷距退采位置的安全距离为12 m。工程实践表明,研究得出的安全距离与矿山现场下盘联巷合理的安全距离绝对偏差仅0.7 m(<6%),可为矿山类似问题的解决提供解决思路和技术支撑。

关键词:无底柱分段崩落法;爆破振动;动力响应;下盘联巷;安全距离;数值模拟

中图分类号:TD862 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2025)08-0030-07

Determination of the Position of Footwall Roadway by Non-Pillar Sublevel Caving Method Under Blasting Load

LUO Haoming[1,2], *LI Mingrun*[1,2], *LIU Xudong*[1], *CHEN Xingming*[2], *WANG Wentong*[2], *AN Yingdong*[2]

(1.Sichuan Provincial Coal Design & Research Institute, Chengdu, Sichuan 610091, China;
2.School of Environment and Resource, Southwest University of Science and Technology, Mianyang, Sichuan 621010, China)

Abstract: Roadway stability is the foundation of safe production in underground mines, and it is of great significance to study the dynamic damage effects of blasting vibration wave on roadway stability in underground mines. Taking the first subsection of a mine as the research object, aiming at the roof fall accident caused by the blasting vibration at the intersection of the footwall roadway and the approach due to the mining of the ore body during the mining process of the ore body of the non-pillar sublevel caving method, the FLAC3D dynamic analysis module was used to determine the reasonable position of the footwall roadway of the non-pillar sublevel caving method under the blasting load. The results show that the height of the section of the mine is 15 m, considering the vibration velocity, displacement and stress response of the roadway particles, the safe distance between the footwall connection roadway and the withdrawal position is 12 m. The engineering practice shows that the safety distance obtained by the study is obsolute deviation of only 0.7 m (<6%) with the reasonable safety distance of the footwall connection roadway in the mine site, which can provide solutions and technical support for the solution of similar problems in the mines.

Key words: Non-pillar sublevel caving method, Blasting vibration, Dynamic response, Footwall roadway, Safety distance, Numerical simulation

0 引言

爆破振动是爆破公害之一[1-2],不仅会影响地面建筑物的安全,也会影响采空区、巷道围岩、硐室等的稳定性,甚至引发大规模的失稳[3-5]。在无底柱分段崩落法中,下盘联巷是一个重要的采场结构,承担着本分段通风、下盘矿石回采、行人以及车辆通行等重要作用;在下盘矿体回采阶段,往后退采过程中会不断靠近下盘联巷,受爆破振动的影响,下盘联巷与进路相交处极易出现片帮冒顶现象,导致矿山开采成本增加以及引发各种安全事故,进而影响矿石回采的安全性。为保证矿山安全生产,需在矿体下盘寻找合理的联巷位置[6]。

针对爆破振动影响的研究方法主要有数值分析

* **收稿日期**:2024-10-09
作者简介:罗浩铭(1998—),男,四川眉山人,硕士,助理工程师,主要从事非煤矿山安全及设计工作。E-mail:lhm9831max@163.com
通信作者:李明润(1998—),男,四川达州人,硕士,助理工程师,主要从事非煤矿山相关工作。E-mail:2712553912@qq.com

法、现场实测法和理论分析法[7],但爆破振动对巷道围岩的影响难以用现场数据体现,纯理论研究变得相对困难[8],在实际应用中,数值模拟方法能够有效模拟爆破作用下围岩动静应力场的变化情况和作用机理,具有十分显著的优越性,因此该方法成为研究爆破振动作用较为有效的方法[9-10]。在数值模拟研究方面:XU Jinhui 等[11]通过现场试验和数值模拟描绘了围岩的应力分布,揭示了深部岩体的破坏机理,提出了深部岩体爆破振动的新安全准则;YE Zhouyuan 等[12]利用二维真实破裂过程分析计算软件 RFPA2D 模拟爆破振动作用下渗流巷道围岩的力学响应;周春煦等[13]通过数值模拟研究,得到适用于下穿隧道控制爆破施工安全距离的建议值;DENG Hongwei 等[14]通过数值模拟研究了充填体中预成形巷道在不同爆炸距离和爆炸位置的动、静荷载作用下的力学响应;QI Qingjie 等[15]采用三维数值模型研究了不同开挖距离对巷道围岩顶板变形和应力的影响,分析了裂隙岩体对爆破振动波在围岩中传播的影响及能量分布特征。

本研究以某矿第一分段为研究背景,该矿第一分段埋深约 123 m,在生产过程中,第一分段矿体回采过程中部分下盘联巷由于爆破出矿而出现冒顶现象,对后续矿石回采工作的安全性产生了极大的威胁。利用 FLAC3D 动力分析模块,研究下盘联巷到退采位置的安全距离,得到的下盘联巷安全距离与矿山现场下盘联巷合理的安全距离高度相符,可为矿山类似问题提供解决思路与技术支撑。

1 模型的建立

1.1 模型建立的范围

采区矿体厚度东部为 100～150 m,中间 28 m,西部逐渐增大至 86 m。走向北 27°西,矿体倾角上部较缓,为 50°～60°,1 580 m 以下逐渐变陡,达 70°～80°。矿体埋藏较浅,地表 100 m 以下见矿,矿体上部为氧化矿,厚度 40～50 m,矿体顶板围岩从下至上依次为 50 m 的片麻岩和 50 m 的第四系表土,总体而言,采区矿岩整体比较破碎、稳定性较差;矿山采用无底柱分段崩落法开采,其结构参数为:分段高度为 15 m,进路间距为 15 m,崩矿步距为 2.2 m;巷道断面高 4.1 m,宽 4.2 m。

采用 Rhino-Griddle 建立下盘联巷三维模型,并结合圣维南原理的相关规定,确定模型尺寸长 70 m、宽 58 m、高 102 m;模型共约 15 万个网格,无退化网格,如图 1 所示。

为精确模拟爆破振动波在模型中的传播,设置网格尺寸 ΔL 满足式(1):

$$\Delta L=(1/8\sim1/10)\lambda \tag{1}$$

式中,λ 为最高频率对应的波长。

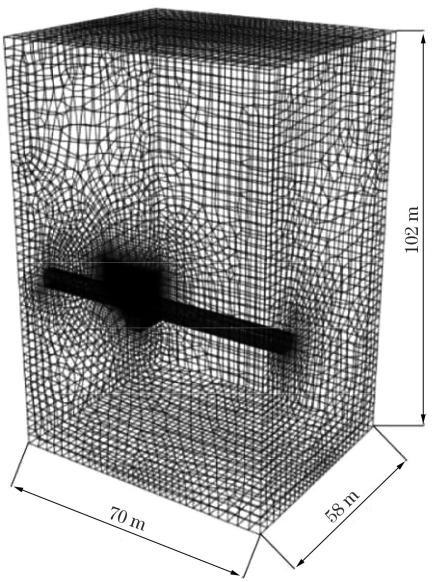


图 1 计算模型网格

Fig.1 Calculation model mesh

1.2 初始应力场和边界条件

模型初始条件应力主要包括水平应力及自重应力;根据采区的地应力大小特征,自重应力 σ_v、水平应力 σ_H 分别按照下列公式施加:

$$\sigma_v=\gamma h \tag{2}$$

$$\sigma_H=K\sigma_v \tag{3}$$

式中:γ 为岩体的容重,N/m^3;h 为岩体埋深,m;K 为侧压力系数,水平梯度应力为 $K\rho g$,根据矿山实测,K 取 0.5。

模拟过程采用以下的基本假设:

(1) 数值模拟过程中忽略采区地下水等因素;

(2) 假设矿区矿体、围岩为各向同性的弹塑性体材料。

采用位移边界条件,即模型的左右边界(x 方向),前、后边界(y 方向)和底部边界均施加位移约束条件,上边界施加 2.418 MPa 替代 93 m 的覆岩。

1.3 选取的岩石力学参数

本次模拟选用 Mohr-Coulomb 本构模型,并根据相关研究及类似工程提供的现场土工试验结果,选取的岩石力学参数见表 1。

表 1 数值模拟的岩体力学参数

Table 1 Rock mass mechanical parameters of numerical simulation

岩体类型	密度 ρ/(kg/m³)	弹性模量 E/GPa	剪切模量 G/GPa	黏聚力 C/MPa	抗拉强度 σ_t/MPa	内摩擦角 φ/(°)	泊松比 μ	抗压强度 σ_c/MPa
围岩	2 600	14.66	5.91	0.38	0.190	53.6	0.25	24.00
矿体	2 700	18.75	7.81	0.68	0.325	43.5	0.24	15.00

2 爆破荷载确定

爆破荷载的形式存在许多不同的看法,因此爆破荷载的确定一直是爆破数值模拟计算中的一个难点。目前确定炸药传入岩石中的荷载多采用的是近似计算的方法,根据研究内容的不同进行有取舍的简化[16];本文的研究思路可以简化为:以一条回采进路为研究对象,研究最后一个崩矿步距产生的爆破振动对下盘联巷产生的影响,以寻找在动力响应下下盘联巷的位置。在实际工程应用中,炮孔压力变化历程的选取仍是以半理论半经验的指数衰减型荷载或者三角形荷载为主,其中三角形荷载较为常见[17],故将爆破荷载简化为三角形荷载,如图 2 所示。

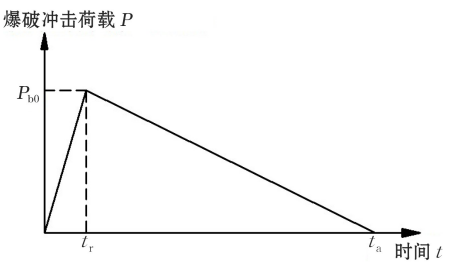


图 2 爆破冲击荷载加载曲线

Fig.2 Loading curve of blasting impact load

典型冲击波加载曲线达到峰值的时间一般为 8～12 ms,卸载时间一般为 80～120 ms[18-19];本研究取加载到峰值的时间为 12 ms,卸载时间为 100 ms,总共动力计算时间为 212 ms。

对于某一个装药炮孔,炮孔壁受到的初始波峰压力由下式[16,20]确定:

$$P_r=\frac{2\rho_r C_{er}}{\rho_r C_{er}+\rho_0 D}P_e \tag{4}$$

式中:P_r为岩体中冲击波初始波峰压力;ρ_r为岩石的密度;C_{er}为岩体中的纵波波速;ρ_0为炸药密度;D 为炸药爆速;P_e为炸药爆轰压力,按式(5)计算。

$$P_e=\frac{\rho_0 D^2}{4} \tag{5}$$

P_w为简化到爆破扇形面上的压力,其计算公式如下:

$$P_w=\frac{2r_b}{a}P_r \tag{6}$$

式中:a 为炮孔间距;r_b 为炮孔半径。

为了更好地研究爆破振动响应,需要将整个非弹性区(粉碎区和破碎区)等效为爆破的振动源,并将爆破荷载作用在等效弹性边界上[21];李庆文[22]研究得出粉碎区为 1～4 倍炮孔半径、裂隙区为 4～10 倍炮孔半径、弹性振动区大于 10～15 倍炮孔半径。矿山作业现场炮孔半径为 0.04 m,本研究粉碎区半径取 4 倍炮孔半径(0.16 m),裂隙区半径取 10 倍炮孔半径(0.4 m),荷载施加的位置为裂隙圈的外边缘上,按照式(7)和式(8)[23]计算,岩石、炸药以及炮孔参数见表 2。

表 2 岩石、炸药以及炮孔参数

Table 2 Parameters of rock, explosives and borehole

岩石密度 ρ_r/(kg/m³)	纵波波速 C_{er}/(m/s)	炸药密度 ρ_0/(kg/m³)	炸药爆速 D/(m/s)	炮孔间距 a/m
2 600	3 600	1 000	3 200	0.27

在破碎区范围内侧,冲击波的应力衰减规律为:

$$\sigma_r=P_w\left(\frac{r_1}{r_b}\right)^{-\left(2+\frac{\mu_d}{1-\mu_d}\right)} \tag{6}$$

在裂隙区,冲击波则转化为应力波,其衰减规律为:

$$\sigma_r=P_w\left(\frac{r_1}{r_b}\right)^{-\left(2+\frac{\mu_d}{1-\mu_d}\right)}\left(\frac{r_2}{r_1}\right)^{-\left(2-\frac{\mu_d}{1-\mu_d}\right)} \tag{7}$$

式中:r_1 为破碎区半径;r_2 为裂隙区半径;μ_d是岩石的动态泊松比,动态泊松比是静态泊松比的 0.8 倍。

通过上述公式可以计算得到作用在裂隙圈边缘的爆破荷载的峰值压力为 10 MPa。本次研究是把爆破荷载施加在模型的边界上,因此动力计算分析的边界条件采用自由场边界[24],阻尼采用局部阻尼。

3 模拟结果分析

3.1 测点布置

在进路中轴线(x=35 m)布置 10 个测点,测点布置如图 3 所示,动力计算中主要对 1～10 号测点的振动速度、位移响应以及应力响应进行了监测,下盘联巷尺寸为高 4.1 m、宽 4.2 m。

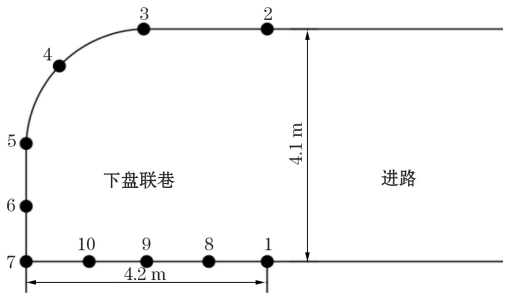


图 3 测点振动布置

Fig.3 Layout of measuring points

3.2 测点速度响应

参考我国现行的《爆破安全规程》(GB 6722—2014)[25]建立振动速度安全判据:当矿山巷道质点爆破振动速度大于 20 cm/s 时,可能会引起既有巷道的结构破坏。

下盘联巷距离退采位置 11 m、12 m 时,以上各测点在动力响应过程中具体的振动速度曲线分别如图 4、图 5 所示。

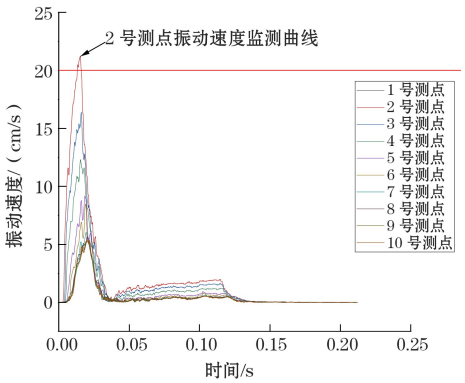


图 4 下盘联巷距退采位置 11 m 时测点振动速度监测曲线

Fig.4 Vibration velocity monitoring curves of the measuring points at a distance of 11 m from the withdrawal position of the footwall roadway

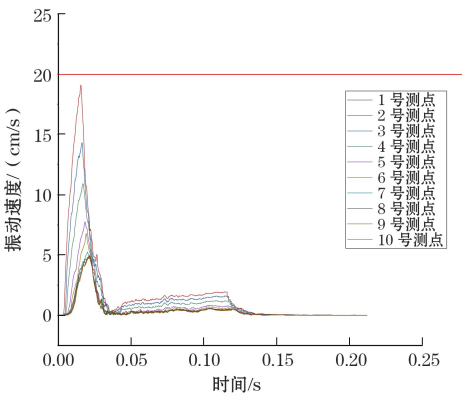


图 5 下盘联巷距退采位置 12 m 时测点振动速度监测曲线

Fig.5 Vibration velocity monitoring curves of the measuring points at a distance of 12 m from the withdrawal position of the footwall roadway

各测点的最大振动速度见表 3(结果保留 3 位小数)。

表 3 各测点最大振动速度

Table 3 Maximum vibration speed of each measuring point

测点	最大振动速度/(cm/s)	
	下盘联巷距退采位置 11 m	下盘联巷距退采位置 12 m
1	5.683	4.917
2	21.239	19.070
3	16.403	14.288
4	12.340	10.945
5	9.169	7.750
6	8.470	6.787
7	6.049	5.246
8	5.673	4.863
9	5.310	4.813
10	5.416	4.887

由上述模拟计算结果可知,当下盘联巷距退采位置 11 m 时,2 号测点的最大振动速度为 21.239 cm/s,超过安全允许质点振动速度,此时在矿石回采过程中可能会引起巷道既有结构的破坏;当下盘联巷距退采位置 12 m 时,各测点最大振动速度均小于 20 cm/s,符合振动速度安全判据。初步确定下盘联巷距离退采位置 12 m 为合理距离。

3.3 测点位移响应

在速度监测时,已经初步确定了下盘联巷的位置,因此在位移分析中,只分析下盘联巷距退采位置为 12 m 的位移情况。各测点在动力响应过程中的位移曲线如图 6 所示,各测点的最大位移量见表 4。

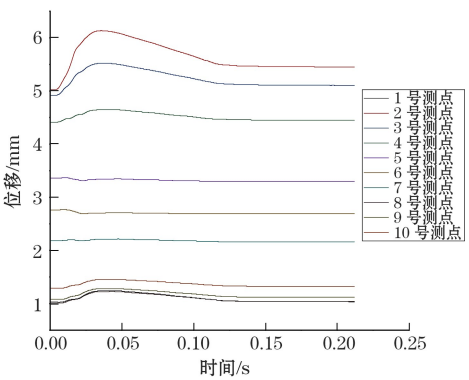


图 6 下盘联巷距退采位置 12 m 时测点位移监测曲线

Fig.6 Displacement monitoring curves of measuring points at a distance of 12 m from the withdrawal position of the footwall roadway

表 4 下盘联巷距退采位置 12 m 时各测点最大位移

Table 4 Maximum displacement of each measuring point at a distance of 12 m from the withdrawal position of the footwall roadway

监测点	最大位移量/mm
1	1.245
2	6.135
3	5.522
4	4.652
5	3.369
6	2.768
7	2.215
8	1.227
9	1.284
10	1.454

由表 4 可知,测点越靠近爆破源,位移响应就越大。巷道底板的位移响应小于巷道顶板和巷道侧帮的位移响应,其中 2 号测点离爆源最近,其位移响应最大。但下盘联巷所布置的测点在整个动力响应过程中的位移均较小,因此从测点位移方面考虑,下盘联巷距退采位置为 12 m 是安全的。

3.4 测点应力响应

测点应力响应主要监测测点的最大主应力和最小主应力。在 FLAC3D 中数值为正表示拉应力、数值为负表示压压力,最大主应力表示拉应力,故主要分析监测曲线的峰值;最小主应力表示压应力,故主要分析监测曲线的谷值。在振动速度监测时,已经初步确定了下盘联巷的位置,因此在应力分析时,只需分析下盘联巷距退采位置为 12 m 的应力响应情况。

下盘联巷距离退采位置 12 m 时,各测点在动力响应过程中的最大主应力、最小主应力监测曲线分别如图 7、图 8 所示,各测点的最大主应力、最小主应力值见表 5。

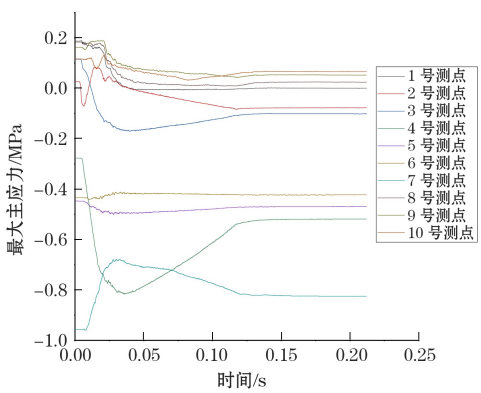


图 7 下盘联巷距退采位置 12 m 时测点最大主应力监测曲线

Fig.7 Maximum principal stress monitoring curves of the measuring points at a distance of 12 m from the withdrawal position of the footwall roadway

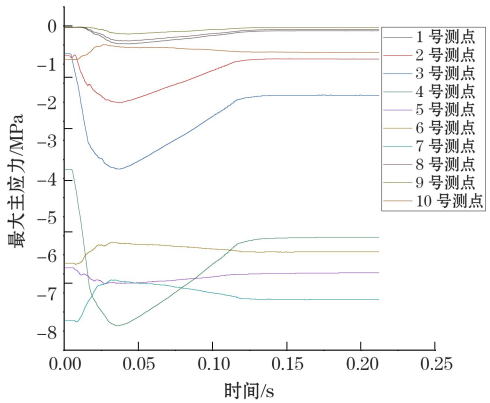


图 8 下盘联巷距退采位置 12 m 时测点最小主应力监测曲线

Fig.8 Minimum principal stress monitoring curves of the measuring points at a distance of 12 m from the withdrawal position of the footwall roadway

表 5 下盘联巷距退采位置 12 m 时各测点最大主应力和最小主应力

Table 5 Maximum and minimum principal stress of each measuring point at a distance of 12 m from the withdrawal position of the footwall roadway

监测点	最大主应力峰值/MPa	最小主应力谷值/MPa
1	0.188	−0.471
2	0.083	−2.007
3	0.116	−3.752
4	−0.277	−7.861
5	−0.447	−6.760
6	−0.412	−6.248
7	−0.679	−7.757
8	0.183	−0.393
9	0.188	−0.212
10	0.131	−0.882

根据表 5 分析得出:下盘联巷顶板和侧帮的最大主应力峰值小于巷道底板的最大主应力峰值,并且顶板和侧帮最小主应力谷值的绝对值大于巷道底板最小主应力谷值的绝对值。下盘联巷所布置的测点在整个动力响应过程中的最大主应力峰值以及最小主应力谷值均未超过巷道围岩的抗拉强度以及抗压强度,因此从测点应力响应方面考虑,下盘联巷距退采位置为 12 m 是安全的。

4 现场生产验证

4.1 不合理的下盘联巷位置

该分段某条进路退采位置距离下盘联巷过近,回采产生的爆破振动使得下盘联巷和进路相交处发生破坏,如图 9 所示。以下盘联巷中轴线为界,靠近爆源一侧为迎爆面,受矿石回采过程中爆破产生的

爆破振动影响,下盘联巷迎爆面一侧极易发生破坏,爆破产生的爆破振动使巷道质点的振动速度超过测点允许安全振动速度,进而导致顶板处发生垮塌,垮塌区域为 2 号测点附近。

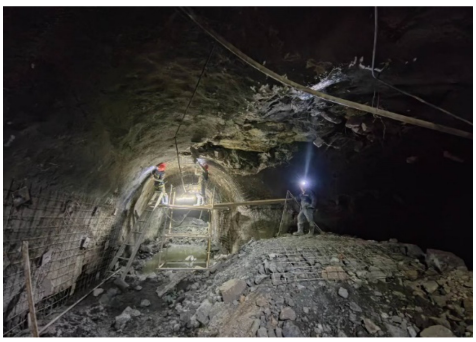


图 9 不合理的下盘联巷发生破坏

Fig.9 Failure occurred in unreasonable footwall roadway

4.2 合理的下盘联巷位置

该矿山每条进路设计 40 排炮孔,目前已经回采至第 39 排炮孔,但回采完第 40 排炮孔后还未回采到合理的退采位置,因此可在下盘矿体处增补炮排。根据已结束回采的进路最后一排出矿量进行估算,增补的炮孔每排回采矿量约为 800 t。为了实现经济最大化,此进路仍可再增补 3 排炮孔,如图 10 所示。矿山该分段进路现场以红外测距仪测得矿石与废石分界位置,即第 40 排炮孔处至下盘联巷非迎爆面一侧的侧壁距离为 20 m。崩矿步距为 2.2 m,增补 3 排炮排后,距离为:20−2.2×3=13.4 m,即当把剩下的 3 排炮孔增补完后,退采位置距下盘联巷非迎爆面一侧的侧壁距离为 13.4 m。下盘联巷宽 4.2 m,以巷道中轴线为准,退采位置距下盘联巷的距离为:13.4−(4.2/2)=11.3 m。动力响应分析综合计算得出,当分段高度为 15 m 时,退采位置与下盘联巷的距离为 12 m,与现场实际情况高度相符,证明上述分析过程正确,研究结果可信。

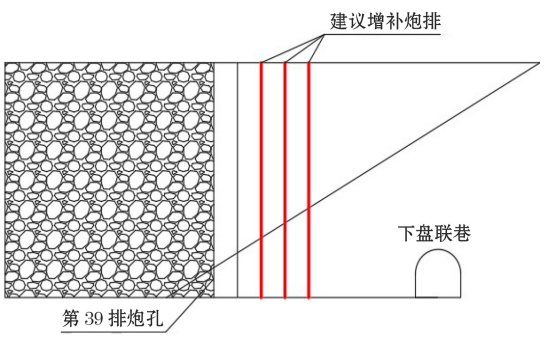


图 10 下盘增补炮排

Fig.10 Additional shooting platoon for the footwall

5 结论

以某矿第一分段为例,通过 FLAC3D 动力分析模块,分析巷道质点的振动速度、位移以及应力,对矿山下盘联巷的合理位置进行了确定,得到以下主要结论。

(1) 在巷道的稳定性分析中,爆破产生的峰值荷载为 10 MPa,大于巷道所受的上覆围岩自重应力以及水平应力,说明该矿山第一分段矿石回采产生的爆破振动是影响下盘联巷稳定性的主要因素。

(2) 在动力分析的过程中,振动安全判据优于位移/应力响应(敏感度高 83%),监测点的振动速度的响应率大于监测点的位移与应力响应率,监测点的振动速度是判断下盘联巷在爆破荷载作用下是否稳定性的主要判据。

(3) 综合所布置的监测点的振动速度响应、位移响应以及应力响应 3 方面考虑得出:下盘联巷位置距最后一排炮孔的距离为 12 m 时满足经济、安全各方面需求。

(4) 数值模拟分析所得出的下盘联巷安全距离为 12 m,矿山现场合理的下盘联巷距离为 11.3 m,生产实践表明,现场实测 11.3 m 与数据模拟值 12 m 偏差 5.8%,满足工程误差<10%要求,研究结果可为矿山类似问题的解决提供研究思路与技术支撑。

参考文献(References):

[1] LEE Chungwon, KIM Jiseong, KANG Gichun. Full-scale tests for assessing blasting-induced vibration and noise[J]. Shock and Vibration,2018(6):9354349.

[2] 胡进军,杨永强,管英珺.城市立交桥爆破拆除塌落振动的测量与分析[J].中国工程科学,2014,16(11):90-95.
HU Jinjun, YANG Yongqiang, GUAN Yingjun. Measurement and analysis on characteristic of ground vibration caused by blasting demolition of urban overpass [J]. China Engineering Science,2014,16(11):90-95.

[3] 陈际经.无梯粘性粒状铵油炸药在硬岩采矿中的应用[J].爆破,2011,28(2):42-44+62.
CHEN Jijing. Application ofnon-TNT glutinous granular ANFO in hard rock mining[J]. Blasting,2011,28(2):42-44+62.

[4] HUANG Fu, ZHANG Min, JIANG Zhen. Collapse mode of rock mass induced by a concealed karst cave above a deep cavity[J].Journal of Central South University,2019,26(7):1747-1754.

[5] FISNE Abdullah, KUZU Cengiz, HUDAVERDI Türker. Prediction of environmental impacts of quarry blasting operation using fuzzy logic[J].Environmental Monitoring & Assessment,2011,174(1/2/3/4):461-470.

[6] 罗浩铭.无底柱分段崩落法下盘矿体安全高效回收研究[D].绵阳:西南科技大学,2023.

LUO Haoming. Study on safe and efficient recovery of footwall orebody in sublevel caving [D]. Mianyang: Southwest University of Science and Technology,2023.

[7] 王靖媛.隧道爆破施工对邻近建(构)筑物振动影响研究[D].西安:西安工业大学,2021.
WANG Jingyuan. Srudy on the effect of tunnel blasting construction on the vibration of adjacent buildings (structures) [D]. Xi'an: Xi'an University of Technology,2021.

[8] DUAN Baofu, XIA Hualin, YANG Xuxu. Impacts of bench blasting vibration on the stability of the surrounding rock masses of roadways[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2018(71):605-622.

[9] 谭忠盛,杨小林,王梦恕.复线隧道施工爆破对既有隧道的影响分析[J].岩石力学与工程学报,2003(2):281-285.
TAN Zhongsheng, YANG Xiaolin, WANG Mengshu. Effect of blast in double line tunnel on existing tunnel[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2003(2):281-285.

[10] 刘亚群,李海波,赵坚,等.确定岩质边坡安全阈值的新方法[J].爆炸与冲击,2004(5):448-452.
LIU Yaqun, LI Haibo, ZHAO Jian, et al. A new method for determining the safety threshold of rocky slopes[J]. Explosion and Shock Waves,2004(5):448-452.

[11] XU Jinhui, KANG Yong, WANG Xiaochuan, et al. Dynamic characteristics and safety criterion of deep rock mine opening under blast loading[J].International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2019,119:156-167.

[12] YE Zhouyuan, PAN Kun, ZHOU Zhihua. Onsite tests and numerical simulation of broken rock zones in surrounding rocks of seepage roadways under blasting [J]. Geofluids, 2020:8893449.

[13] 周春煦,赵岩.下穿铁路隧道爆破振动分析及控制方法研究[J].中国安全生产科学技术,2022,18(11):133-140.
ZHOU Chunxu, ZHAO Yan. Study on blasting vibration analysis and control method of undercrossing railway tunnel[J]. Journal of Safety Science and Technology, 2022, 18(11): 133-140.

[14] DENG Hongwei, WU Fei, OU Renze. Numeric investigation on the stability of a preformed roadway under backfill body subjected to blasting load[J].Processes,2023,11(9):15.

[15] QI Qingjie, HUANG Shuai, LIU Yingjie. Research on surrounding rock stability affected by surrounding rock pressure and rock fracture under blasting vibration load action[J]. Advances in Civil Engineering,2022:1112514.

[16] 武杰.爆破荷载作用下立体交叉隧道动力响应研究[D].石家庄:石家庄铁道大学,2017.
WU Jie. Study on the dynamic response of blast loading force on crossing tunnel [D]. Shijiazhuang: Shijiazhuang Tiedao University,2017.

[17] 柳宇凯.地下洞室开挖爆破围岩损伤范围研究[D].武汉:长江科学院,2014.
LIU Yukai. Study on damage range of surrounding rock in underground caverns [D]. Wuhan: Changjiang River Scientific Research Institute,2014.

[18] 曹孝君,张继春,吕和林.隧道掘进爆破引起地表震动的数值模拟与现场监测分析[J].中国公路学报,2007(2):87-91.
CAO Xiaojun, ZHANG Jichun, LYU Helin. Numerical simulation and field monitoring analysis on surface vibration resulted from tunnel driving blasting[J]. China Journal of Highway and Transport,2007(2):87-91.

[19] 易长平,卢文波,舒大强.爆破振动对新浇混凝土灌注桩影响的数值模拟[J].爆破,2001(1):31-35.
YI Changping, LU Wenbo, SHU Daqiang. Numerical simulation ofblasting vibration's effect on fresh concrete filling pile[J]. Blasting,2001(1):31-35.

[20] 闫奇.动静组合作用下大跨度凿岩硐室稳定性分析及参数优化[D].赣州:江西理工大学,2019.
YAN Qi. Stability analysis and parameter optimization of large-span rock drilling chamber under dynamic-static combination[D]. Ganzhou: Jiangxi University of Science and Technology,2019.

[21] 杨建华,卢文波,陈明,等.岩石爆破开挖诱发振动的等效模拟方法[J].爆炸与冲击,2012,32(2):157-163.
YANG Jianhua, LU Wenbo, CHEN Ming, et al. An equivalent simulation method for blasting vibration of surrounding rock[J]. Explosion and Shock Waves,2012,32(2):157-163.

[22] 李庆文.隧道等效弹性振动边界的建立及精确爆破振动分析[D].北京:北京科技大学,2015.
LI Qingwen. The research on the tunnel blasting vibration with equivalent boundary: combined with accurate loading model[D]. Beijing: University of Science and Technology Beijing,2015.

[23] 乔宪队.爆破震动对邻近隧洞的动力响应分析[D].长沙:中南大学,2007.
QIAO Xiandui. Analysis of dynamic response of blasting vibration on neighboring tunnels[D]. Changsha: Central South University,2007.

[24] 陈育民,徐鼎平.FLAC/FLAC3D基础与工程实例(第2版)[M].北京:中国水利水电出版社,2013:217-224.
CHEN Yumin, XU Dingping. FLAC/FLAC3D Fundamentals and Engineering Examples Second Edition [M]. Beijing: China Water Resources and Hydropower Press,2013:217-224.

[25] 中华人民共和国国家质量监督检验检疫总局,中国国家标准化管理委员会.爆破安全规程:GB 6722—2014[S].北京:中国标准出版社,2014.
General Administration of Quality Supervision, Inspection and Quarantine of the People's Republic of China, National Standardization Administration. Safety regulations for blasting:GB 6722—2014[S]. Beijing: Standards Press of China,2014.