

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2020.01.012

邻近爆破对硐室稳定性影响数值模拟研究*

刘小果

(中铁十四局集团有限公司, 济南 250014)

摘 要: 针对爆破振动对地下硐室安全性影响问题,以某铁矿地下采场为研究对象,利用数值模拟和统计分析的方法研究爆破振动对凿岩硐室顶底板、掏槽硐室、采准巷道的稳定性影响。研究表明:建立的数值计算模型,计算结果和实际监测数据吻合度达 98%;凿岩硐室顶板的爆破振动和有效应力相对于底板分别从 3.56 MPa 和 0.4 cm/s 下降至 0.68 MPa 和 0.03 cm/s,降幅较大;掏槽区附近巷道围岩中的有效应力衰减较快,30 m 和 210 m 处有效应力从 0.8 MPa 衰减至 0.09 MPa;而单段最大药量对凿岩硐室、掏槽区和巷道围岩的影响程度不同,振动速度和有效应力峰值随着单段最大药量加倍最大分别增加了 60% 和 64%。建立的数值计算模型能有效地反映硐室稳定状态,有助于评估爆破对采场稳定性及减小硐室爆破危害。

关键词: 地下开采; 硐室稳定性; 爆破振动; 邻近爆破

中图分类号: X947 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-487X(2020)01-0086-07

Numerical Research on Effect of Blasting for Stability of Chamber

LIU Xiao-guo

(China Railway 14th Construction Bureau Co Ltd, Jinan 250014, China)

Abstract: In view of the influence of blasting vibration on the safety of underground cavern, an underground stope of iron mine was taken as the research object, numerical simulation and statistical analysis were used to study the influence of blasting vibration on the stability of the roof and floor, the cutting chamber and the mining gateway of the drilling chamber. The results show that the calculated results of the numerical model agree with the actual monitoring data by 98%. Compared with the floor, the blasting vibration and effective stress of the roof of the drilling chamber have a large reduction, which are respectively decreased from 3.56 MPa and 0.4 cm/s to 0.68 MPa and 0.03 cm/s. Near the cutting area, the effective stress in the surrounding rock of the roadway is decreased rapidly, from 0.8 MPa to 0.09 MPa at 30m and 210 m. However, the influence of the maximum charge of a single section on the rock drilling chamber, cutting area and surrounding rock of the tunnel is different. The vibration speed and the peak value of effective stress increase respectively 60% and 64% with the doubling of the maximum charge of a single section. The numerical calculation model established in this paper can effectively reflect the stability of the chamber, which is helpful to evaluate the stability of the stope and reduce the damage of chamber blasting.

Key words: underground mining; stability of chamber; blasting vibration; adjacent blasting

爆破是矿山地下开采过程中的重要工艺环节。

在炸药爆炸产生的应力波作用下,岩体的振动效应将会造成井下硐室和巷道围岩的损伤,从而影响地下结构的稳定和安全。常规的地下开采设计往往只考虑原岩应力场的影响,设计过程中鲜有考虑爆破振动对周边硐室产生影响,直接导致支护强度的不足,出现了井下硐室的坍塌破坏现象^[1,2]。

收稿日期:2019-09-27

作者简介:刘小果(1975-),男,工学学士、高级工程师,主要从事大型工程的项目施工管理和技术开发工作,
(E-mail)535739461@qq.com

基金项目:国家重点研发计划(2018YFC0808702);山东省技术创新项目(201641901082)

目前国内外许多学者对此开展了部分研究工作。张平松等^[3],通过井下硐室测振的方式,得到爆破时周边硐室围岩振动衰减规律和频率影响特征,并进一步建立了爆源至硐室间距条件下所容许的最大药量公式。张继春等^[4],利用大量现场实测数据回归计算,通过萨道夫斯基经验公式确定爆源周边岩体的振速变化规律,进而求得岩体中振动波的衰减规律。卢文波等^[5],基于弹性介质中球状药包激发应力波的理论解及其频谱表达式,通过引入介质阻尼项,建立了球形药包爆破条件下周边岩体介质中爆破振动的频谱表达式,分析爆破振动频率的衰减机制和影响因素,进而得到爆破振动对周边岩体的作用机制。李新平等^[6],综合爆炸应力波参数、岩体强度条件和硐室结构参数等因素,开展动力学数值计算,得到了爆破荷载作用实质以及周边硐室围岩的受力情况、破坏特征,提出了安全影响分析方法,建立了爆破动载作用下硐室支护设计原则。

上述学者针对爆破振动对周围硐室的影响作了大量研究并取得了一些成果,但是对于预测和模拟不同的爆破参数和爆破条件下硐室的稳定性以及根据爆破振动对周围硐室的影响机制来确定单段最大药量的研究尚不够深入。鉴于此,利用 LS-DYNA 数值模拟和统计分析相结合的方法研究爆破振动对周边硐室的稳定性影响机制^[1-12]。

1 研究背景介绍

该铁矿矿体主要由高磷高硫含钒磁铁矿、硫铁矿和石膏矿组成。根据地质资料,矿体赋存条件

是:标高-382~-846 m,距地表最浅处是 425m,最深埋深是 856m,矿体倾角范围是 3°~12°。矿区岩石类型主要包括:次生石英岩、凝灰岩、凝灰质粉砂岩、粗安岩等。该铁矿一期设计规模是 300 万吨/年,分两个阶段回采。

矿体采用空场嗣后充填采矿法开采,划分盘区,每个盘区共 7 个采场,“隔一采一”开采,每个阶段采场开采完成后随即充填。单个采场的宽度是 18 m,沿着走向每个采场布置 6 排炮孔,孔间距和排间距均为 3 m,每排一共布置 25 个炮孔。一个采场开采之前要布置拉槽孔,给生产爆破提供钻爆空间,研究对象的采场纵、横剖面示意图如图 1 所示。

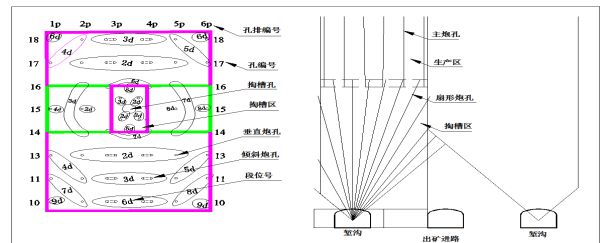


图 1 地下开采爆破炮孔设计图

Fig. 1 Blasting hole design of underground mining

2 地下采场开采爆破数值模型

2.1 岩体力学参数

根据钻探取样和室内岩石力学试验得到采场围岩的物理力学参数,依据岩石力学参数的强度折减法获得采场各类岩体物理力学参数,如表 1 所示。

表 1 各类岩体的力学参数

Table 1 Mechanical parameters of various rock masses

岩性	密度/(kg·m ⁻³)	单轴抗压强度/MPa	单轴抗拉强度/MPa	弹性模量/GPa	泊松比	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)
凝灰质粉砂岩	3100	24.5	1.37	14.8	0.26	0.76	29.1
粗面安山岩	3010	15.3	0.86	11.4	0.28	0.64	25.1
沉凝灰岩	3100	24.3	1.36	14.7	0.27	0.73	26.8
粗安斑岩	3010	15.4	0.88	11.5	0.29	0.66	25.1
次生石英岩	3170	33.6	1.91	26.4	0.24	0.83	31.5
蚀变粗安岩	3010	15.6	0.86	11.5	0.29	0.68	25.3
碱性长石岩	3100	24.5	1.37	14.8	0.26	0.73	29.2
石膏辉长岩	3280	37.7	2.13	28.6	0.23	0.85	31.7
磁铁矿	3470	40.3	2.27	29.6	0.22	0.86	34.4

2.2 地下开采爆破数值模型

结合该铁矿地下开采爆破设计,建立数值计算模型,模拟了爆破振动对采场结构安全和地表稳定

性影响。开展现场测试工作,采集现场爆破振动数据,用以对比验证该数值模型的准确性及适用性。

LS-DYNA 动力分析软件可以调用默认的炸药

的状态方程和材料模型,用于模拟冲击波的传播过程和硐室结构的瞬间响应状态。炸药爆炸时的化学能的转化可通过JWL方程描述,并确定炸药内部单元的压力 p ,其表现形式如式(1)所示

$$p = A \left(1 - \frac{\omega}{R_1 V} \right) e^{-R_1 V} + B \left(1 - \frac{\omega}{R_2 V} \right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E}{V} \quad (1)$$

式中: A 、 B 、 R_1 、 R_2 、 ω 为炸药的特征参数,对选定的炸药为常数; V 为相对体积; E 为内能常数。

表 2 炸药性能特征参数

Table 2 Characteristic parameters of explosive performance

密度/($\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$)	爆速/($\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$)	C-J 压力/GPa	JWL 状态方程参数					
			A/GPa	B/GPa	R_1	R_2	ω	E/GPa
1500	4500	3.62	229	0.55	6.5	1.0	0.35	3.51

该铁矿所使用的乳化炸药性能特征参数如表 2 所示。根据该设计方案,构建尺寸为长×宽×高=500 m× 200 m×700 m 的开采爆破数值计算模型。采场覆岩的各种岩体的物理力学参数根据表 1 中的数据来确定。爆破数值模型示意图如图 2 所示。

根据爆破设计,将模型简化为两个炮孔分段微差爆破过程。孔距为 3 m,孔径为 120 mm,模型中心为直径 0.6 m 的掏槽孔。炮孔分段微差起爆时间分别为 0 s 和 50 ms;装药长度均为 10 m,堵塞长度均为 2 m,确定单段最大药量为 320 kg。

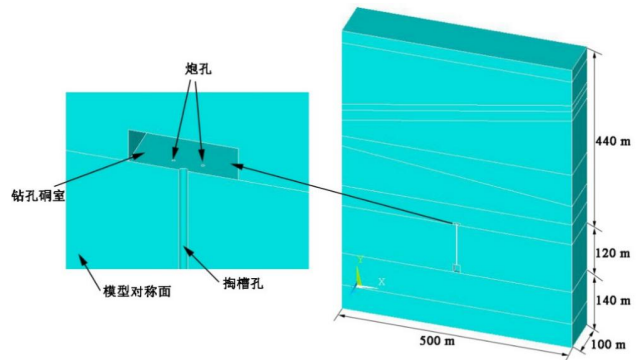


图 2 开采爆破数值模型示意图(单位:m)

Fig. 2 Numerical model of mining blasting(unit:m)

3 硐室稳定性影响数值模拟结果分析

3.1 数值模型计算结果验证

3.1.1 爆破振动现场监测结果

数值模拟中单段最大药量为 320 kg,实际现场

爆破为 349 kg。第 1 个监测点爆心距为 600 m,第 2 个点监测点爆心距为 676 m,第 1 点和第 2 测点的高程相同。第 1 个监测点垂向振动速度监测波形如图 3 所示。

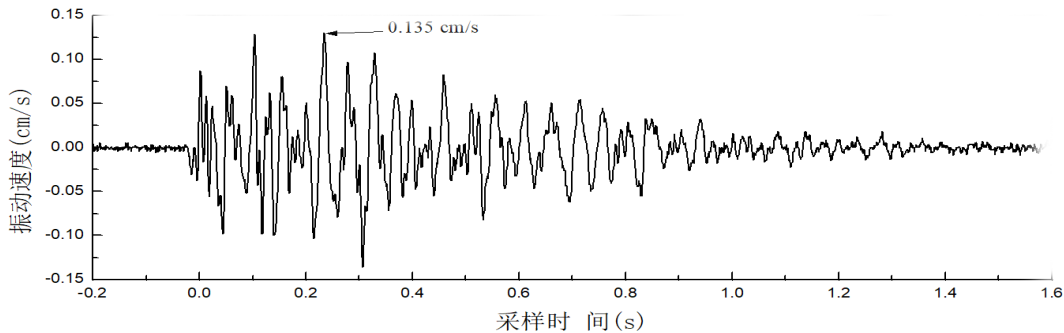


图 3 第 1 点垂向爆破振动速度监测波形

Fig. 3 Monitoring waveforms of vertical blasting vibration velocity of first point

3.1.2 监测结果和数值模拟结果对比

取数值模型中监测点上方四个单元垂直振动速度的平均值为该点的振动速度,第 1 个模拟监测点垂向振动速度曲线如图 4 所示。

对比图 3 和图 4 结果可以看出,实测结果中垂向爆破振动速度的峰值为 0.135 cm/s,模拟结果中垂向爆破振动速度的峰值为 0.139 cm/s,数值模拟得出的振动速度略高于实际监测值。这

是由于数值模型未考虑地表表土覆盖层(第四系地层厚度大约 30 m)导致的。第 2 监测点实测和模拟的振动速度峰值分别为 0.1 cm/s 和 0.112 cm/s,较为吻合。因此,从以上结果可以看出,建立的数值模型与实际情况一致,可用于分析爆破振动对硐室安全和地表稳定性的影响。

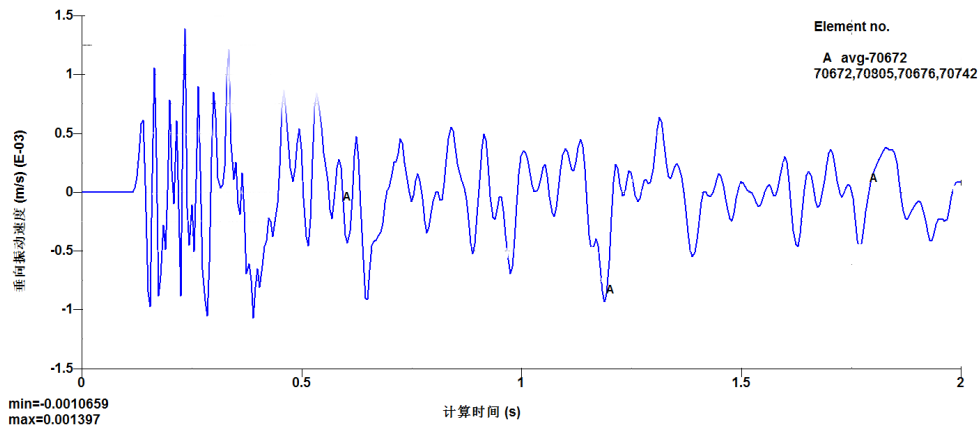


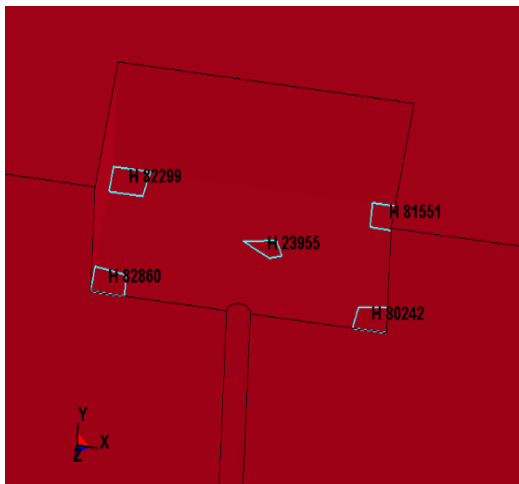
图 4 第 1 点垂向爆破振动度模拟波形

Fig. 4 Simulated waveforms of vertical blasting vibration of first point

3.2 爆破对硐室稳定性影响结果分析

3.2.1 凿岩硐室稳定性分析

采场上方设计有凿岩硐室,硐室高 5 m,其底板距离爆破点的距离为 90~100 m。在顶板和底板上各取 5 个监测点,对监测点上的垂向振动速度和有效应力的平均值进行分析,从而探讨爆破振动对于硐室的稳定性影响。凿岩硐室底板监测点位置如图 5 所示。

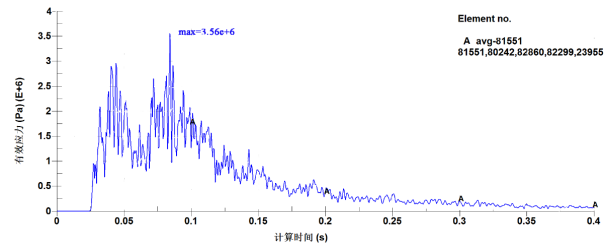


图中 H 23955 等编号是数值模型中单元体 ID 号
图 5 底板单元体在凿岩硐室顶底板的位置示意图

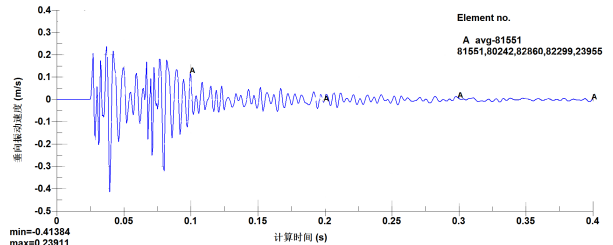
Fig. 5 Diagram of the location of the unit in the roof and floor of the rock drilling chamber

监测点平均有效应力和垂直振动速度如图 6 所示。

图 6 显示硐室底板的有效应力和垂直振动速度和计算时间的关系,当平均有效应力高达 3.56 MPa 时,垂直振动速度可达到 0.4 m/s,因此采场正上方凿岩硐室的安全性较低。顶板的平均有效应力下



(a)有效应力
(a)Effective stress



(b)垂向振动速度
(b)Vertical vibration velocity

图 6 凿岩硐室底板时程曲线

Fig. 6 Time-history curves of rock drilling chamber floor

降为 0.68 MPa,最大振动速度为 0.03 m/s,这是由于硐室中的空气作为隔离层抑制了爆破振动波的传播,从而顶板安全性相对较底板更好。

3.2.2 掏槽区附近巷道围岩稳定性分析

为了分析爆破振动产生的有效应力衰减情况,沿水平方向依次在掏槽区附近(出矿进路、运输大巷)选取单元体,间隔为 30 m,共选取 7 个单元体,单元体监测点布置方式如下所示。为了揭示有效应力的衰减规律,选取多项式对有效应力时程曲线进行拟合,拟合后 7 个监测点的有效应力时程曲线如图 7 所示。

从图 7(a)可知,随着距离的增加,有效应力不

断衰减,距离掏槽区 30 m 处的有效应力为 0.8 MPa, 60 m 处为 0.45 MPa, 90 m 处则衰减到 0.3 MPa,故而有效应力的衰减是非线性的。并且,不同位置有效应力达到峰值的时间也不同,距离爆源越近时间越短,这与振动波波传播的距离有关。图 7

(b)显示,单元体上的有效应力达到峰值的时间与距离并无一定的关系,呈现出 not 随着距离的增加而增加的现象。在距离掏槽区 180 m 和 210 m 处的有效应力均达到了 0.09 MPa。

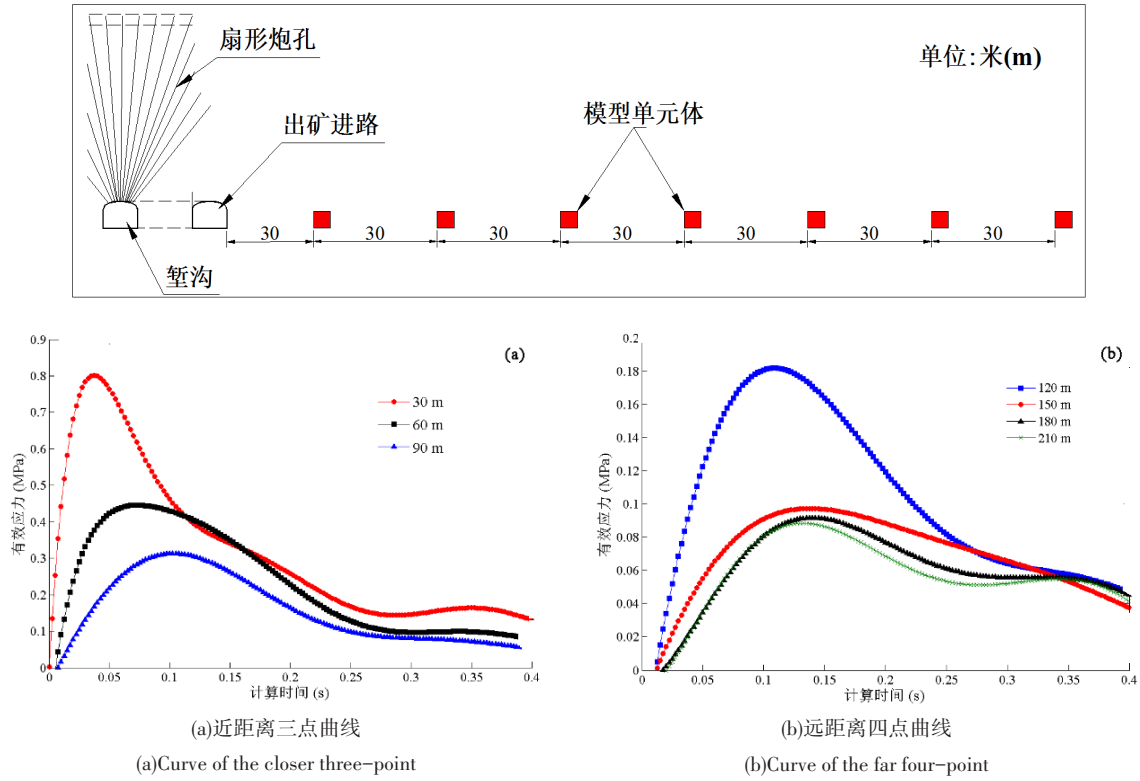


图7 水平巷道围岩有效应力拟合(8阶)曲线

Fig. 7 The effective stress fitting (8th order) curve of horizontal roadway surrounding rock

表3 不同的单段最大药量下振动速度峰值

Table 3 Peak Vibration Velocity at Different Single-stage Maximum Drug Volume

点编号	点位置描述	垂向振动速度峰值/(cm·s ⁻¹)		提高率/%
		微差爆破	一次起爆	
1	凿岩硐室顶板	3.00	4.71	57
2	凿岩硐室底板	41.38	66.02	60
3	掏槽区底板	3.48	5.24	51
4	水平方向 30 m	5.71	6.56	16
5	水平方向 60 m	3.23	3.36	5
6	水平方向 90 m	1.77	2.53	44
7	水平方向 120 m	1.38	1.77	28

$$\text{提高率} = (\text{一次起爆} - \text{微差爆破}) / (\text{微差爆破}) \times 100\%$$

3.3 单段最大药量对硐室稳定性影响

为探究单段装药量对硐室及围岩稳定性的影响规律,在数值模型中设置两个微差爆破炮孔,如图 2 所示,设计 2 个爆破方案:(1)两个炮孔同时起爆,单段最大药量为 640 kg;(2)两炮孔起爆时间间隔 50ms,单段最大装药量为 320kg。在单段装药量

不同的情况下,针对垂向振动速度和有效应力,对硐室、巷道围岩及覆岩处的破坏规律进行分析,得到单段最大药量对硐室稳定性的影响规律。

3.3.1 振动速度峰值比较

在数值模拟中,两个炮孔同时起爆时,凿岩硐室底板竖向振动速度时程曲线如图 8 所示。以凿岩

硐室顶底板、掏槽区、掏槽区附近 4 个单元体(位置如图 7 所示)处的垂向爆破振动速度峰值为研究对象,进行对比分析。得到不同的单段最大药量下振动速度峰值,数据结果如表 3 所示。

对图 6(b)和图 8 进行对比分析,可以得出:在微差爆破时,垂向爆破振动速度在两个时刻分别达到了峰值,但是炮孔同时起爆时,振动速度峰值达到了 66.02 cm/s,与微差爆破相比,增加了 60%。由表 3 可以看出,当单段最大药量增加为 2 倍时,凿岩硐室和掏槽区的爆破振动速度峰值增加了 50%~60%,这是由于两个区域分别处于爆破地点的正上方和正下方,受单段最大药量影响较大。对掏槽区右边不同距离位置上的速度峰值对比分析可以看出,因

为这些位置在炮孔方向的侧边,影响较小,所以单段最大药量增加一倍,速度峰值增幅在 5%~40% 左右。由以上分析可知,受单段最大药量影响最大的区域是凿岩硐室,其次是炮孔侧向岩层。

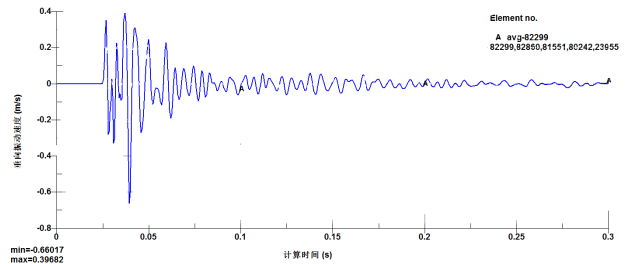


图 8 凿岩硐室底板垂向平均振动速度的时程曲线
Fig. 8 Time-history curve of the vertical average vibration velocity of the rock chamber

表 4 不同的单段最大药量下有效应力峰值

Table 4 Peak effective stress at different single-stage maximum dosage

点编号	点位置描述	有效应力峰值/MPa		提高率/%
		微差爆破	一次起爆	
1	凿岩硐室顶板	0.69	1.13	64
2	凿岩硐室底板	3.56	4.86	37
3	掏槽区底板	0.97	0.98	1
4	水平方向 30 m	1.85	2.01	10
5	水平方向 60 m	0.92	1.16	29
6	水平方向 90 m	0.73	0.84	16
7	水平方向 120 m	0.45	0.55	23

3.3.2 有效应力峰值变化情况

凿岩硐室上方 20 m 处围岩的平均有效应力拟合曲线如图 9 所示。同样选取表 3 中监测位置的有效应力峰值进行对比分析,比较结果如表 4 所示。

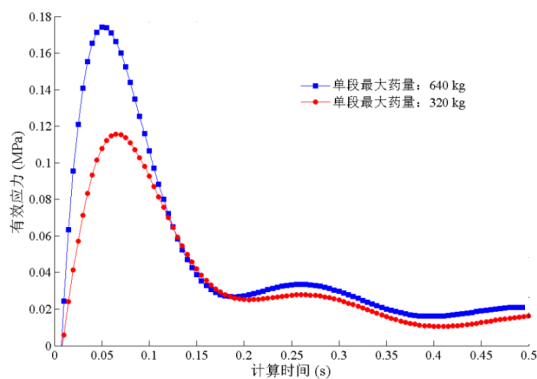


图 9 不同的单段最大药量下有效应力拟合(8阶)曲线
Fig. 9 The effective stress fitting (8th-order) curves with different single-segment maximum drug volume

由图 9 拟合曲线可以看出,两个炮孔同时起爆时,有效应力增大较多,采用微差爆破时,有效应力达到峰值的时间略晚一些,符合实际情况。

由表 4 中的应力提高率可以看出,凿岩硐室顶板有效应力增加较多,达到了 64%,底板应力增幅在 37% 左右,同时,单段最大药量的增加对掏槽区和不同距离的巷道围岩的有效应力影响较小,增幅在 1%~30% 左右。

4 结论

通过邻近爆破对硐室稳定性影响的分析和研究,可以得出以下结论:

(1)结合某铁矿工程地质参数和现场爆破振动的监测数据,通过对地表的垂向振动监测数据和数值模拟计算波形的峰值进行对比分析,两者具有较好的一致性,表明该数值模型具有实用性和可行性,可用于模拟和预测不同的爆破参数和爆破条件下硐室的稳定性。

(2)分析了爆破振动对凿岩硐室的顶底板、掏

槽区底板的平均有效应力和垂向振动速度对其稳定性的影响以及爆炸应力在水平巷道围岩中有效应力衰减情况。

(3)通过分析爆破时不同的单段最大药量情况下爆破振动对硐室及巷道围岩稳定性的影响规律,得到了生产爆破中要控制单段最大药量值,以此来减少对覆岩及采场的稳定性的影响。研究结果证实把单段最大药量增加一倍时,凿岩硐室和上方覆岩的振动以及有效应力较大,而在炮孔侧方的振动和有效应力较小。

以上研究成果为评价和预测爆破振动对覆岩和采场周围的稳定性提供了方法。

参考文献(References)

- [1] YAN Chang-bin, XU Guo-yuan, ZUO Yu-jun. Destabilization analysis of overlapping underground chambers induced by blasting vibration with catastrophe theory [J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2006, 16(3):730-740.
- [2] 周建伟,王光勇,王有凯. 在爆破震动作用下地下硐室震动速度分布规律[J]. 辽宁工程技术大学学报(自然科学版),2013,32(9):1172-1177.
- [2] ZHOU Jian-wei, WANG Guang-yong and WANG You-kai. Distribution law of vibration velocity of underground chamber under blasting vibration [J]. Journal of Liaoning University of Engineering and Technology (Natural Science Edition), 2013, 32(9): 1172-1177. (in Chinese)
- [3] 张平松,刘盛东. 工作面爆破振动对硐室稳定性的影响[J]. 采矿与安全工程学报,2007,24(2):208-211.
- [3] ZHANG Ping-song, LIU Sheng-dong. The influence of blasting vibration on chamber stability [J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2007, 24(2): 208-211. (in Chinese)
- [4] 张继春,彭琼芳. 岩体爆破地震波衰减规律的现场试验与分析[J]. 辽宁工程技术大学学报,2001,20(4):399-401.
- [4] ZHANG Ji-chun, PENG Qiong-fang. Field test and analysis of seismic wave attenuation law of rock blasting [J]. Journal of Liaoning University of Engineering and Technology, 2001, 20(4): 399-401. (in Chinese)
- [5] 卢文波,张乐,周俊汝,等. 爆破振动频率衰减机制和衰减规律的理论分析[J]. 爆破,2013,30(2):1-6.
- [5] LU Wen-bo, ZHANG Le, ZHOU Jun-ru, et al. Theoretical analysis of frequency attenuation mechanism and attenuation law of blasting vibration [J]. Blasting, 2013, 30(2): 1-6. (in Chinese)
- [6] 李新平,樊伟,罗忆,等. 爆破扰动诱发地下洞室围岩变形突变机制研究[J]. 爆破,2018,35(1):9-14.
- [6] LI Xin-ping, FAN Wei, LUO Yi, et al. Mechanism study of abrupt deformation of surrounding rock induced by blasting disturbance [J]. Blasting, 2018, 35(1): 9-14. (in Chinese)
- [7] MA G W, AN X M. Numerical simulation of blasting-induced rock fractures [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2008, 45(6):966-975.
- [8] WANG Zhi-liang, LI Yong-chi, SHEN R F. Numerical simulation of tensile damage and blast crater in brittle rock due to underground explosion [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2007, 44(5):730-738.
- [9] 周传波,谷任国,罗学东. 坚硬岩石一次爆破成井掏槽方式的数值模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报,2005,24(13):2298-2303.
- [9] ZHOU Chuan-bo, GU Ren-guo, LUO Xue-dong. Study on numerical simulation of cut-in method in one-time blasting of hard rock [J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(13):2298-2303. (in Chinese)
- [10] 李继业,蒲朝钦,何兴贵. 节理岩体边坡爆破振动衰减特征分析[J]. 爆破,2018,35(2):32-36.
- [10] LI Ji-ye, PU Chao-qin, HE Xing-gui. Analysis of blasting vibration attenuation characteristics of jointed rock mass slope [J]. Blasting, 2018, 35(2): 32-36. (in Chinese)
- [11] CHAFI M S, KARAMI G, ZIEJEWSKI M. Numerical analysis of blast-induced wave propagation using FSI and ALE multi-material formulations [J]. International Journal of Impact Engineering, 2009, 36(10):1269-1275.
- [12] 闫国斌,于亚伦. 空气与水介质不耦合装药爆破数值模拟[J]. 工程爆破,2009,15(4):13-19.
- [12] YAN Guo-bin, YU Ya-lun. Numerical simulation of air-water decoupled charge blasting [J]. Engineering Blasting, 2009, 15(4): 13-19. (in Chinese)

英文编辑:黄刚