

考虑支护作用影响的煤岩巷道变形非线性分析

吕祥锋^{1,2}, 潘一山², 李忠华²

(1. 中国科学院力学研究所, 北京 100190; 2. 辽宁工程技术大学力学与工程学院, 辽宁 阜新 123000)

摘要:根据非线性动力学理论,利用FLAC3D数值软件,建立三维计算模型,对锚网锚杆、U型钢支护和吸能支护条件下的煤岩巷道冲击变形规律进行数值模拟,再现深埋巷道变形破坏过程,研究不同支护作用对巷道变形动力响应的影响。数值计算结果说明,锚网锚杆(主动支护)对提高围岩体强度作用明显,但在冲击载荷作用下巷道围岩应力大,变形量也大,破坏程度严重;U型钢支护(被动支护)可有效提高巷道支护强度,冲击作用后同样表现出抵抗能力较差,巷道整体变形较大;吸能支护对于抗缓冲和吸收冲击能作用明显,表现为冲击应力大幅度降低,巷道变形量减小,整体稳定性显著提高。

关键词:冲击地压; 巷道; 三维模型; 动力分析

中图分类号: TD353

文献标志码: A

文章编号: 1672-3767(2012)02-0048-07

Nonlinear Analysis on Roadway Deformation Considering Supporting Effect

LÜ Xiangfeng^{1,2}, PAN Yishan², LI Zhonghua²

(1. Institute of Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Beijing 100190, China;

2. School of Mechanics and Engineering, Liaoning Technical University, Fuxin, Liaoning 123000, China)

Abstract: According to the nonlinear dynamics theory, the three-dimensional calculation model was built by means of FLAC3D numerical software. The numerical simulation was conducted for the impact deformation law of coal petrology roadways under the supporting conditions of anchor net and bolts, U type steel supports and energy absorbing supports, reappearing the failure and deformation processes of deep-buried roadways and studying the influence of different supports on dynamic responding of roadway deformation. Numerical results show that the anchor net and bolts (active supports) have a significant effect on improvement of the strength of surrounding rocks, but the stress and deformation of surrounding rocks are very large and also leading serious roadway damage under impact loading. U type steel support (passive support) can effectively improve the strength of roadway supports, and also show less resistance and large overall deformation after impact loads. Energy absorbing supports have an obvious effect on anti-impact and absorption of impact energy, showing a significant reduction of impact stress and roadway deformation and greatly increasing the overall stability of the roadways.

Key words: rock burst; roadway; three-dimensional model; dynamic analysis

冲击地压巷道安全支护问题^[1-3]一直是研究的热点和难点。近年来,在巷道支护研究方面主要形成了锚杆、锚网、U型钢等主动和被动支护方式^[4-8]。以上支护方法主要是从增强围岩体强度或者提高支护结构支承能力的角度考虑,以达到安全支护的目的。随着开采深度的不断加大,冲击地压发生越来越频繁,动力荷载作用下的巷道围岩体变形破坏特征更明显,支护作用影响的巷道变形规律更加复杂。因此,寻求适合于冲击地压巷道的支护方法更是非常必要的。

收稿日期: 2011-06-22

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(“973”计划)项目(2010CB226803); 国家自然科学基金项目(51174107)

作者简介: 吕祥锋(1982—),男,河北邢台人,博士后,主从事深部煤矿巷道支护理论及数值计算研究。

E-mail: lvxiangfeng2006@126.com

基于非线性动力学理论,建立三维计算模型,利用 FLAC3D 数值软件,对锚网锚杆、U 型钢支护和吸能支护条件下的煤岩巷道冲击^[9-10]变形规律进行数值模拟,再现深埋巷道变形破坏过程,研究不同支护作用对巷道变形动力响应的影响。通过对比不同支护条件下巷道变形破坏特征,分析支护作用对巷道冲击破坏的影响,进而优化选择适合于冲击地压巷道支护的方法。

1 计算模型

计算模型尺寸为 24 m×17 m×25 m,计算中采用矩形巷道,巷道尺寸为 4 m×3 m×25 m。计算模型采用弹塑性模型,模型共分为四层,从上至下分别为:砾岩(厚 5 m)、顶板(厚 3 m)、煤层(厚 6 m)和底板(厚 3 m)。模拟模型距离地面为 1 000 m。分别模拟锚网锚杆、U 型钢支护和吸能支护条件下的巷道冲击破坏过程^[11-12]。其中,锚杆使用锚索(Cable)单元,锚网使用三维壳体(Shell)单元,U 型钢使用梁(Beam)单元,吸能材料使用衬砌(Liner)单元,数值计算模型如图 1 所示。

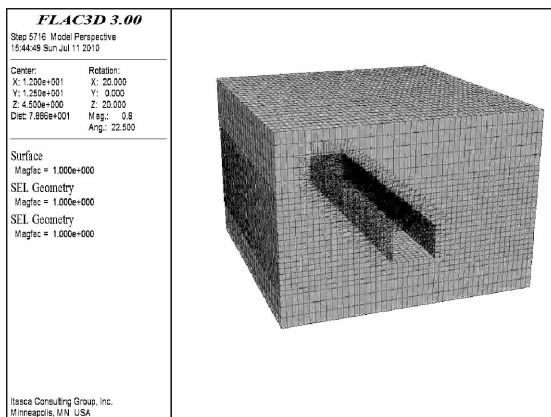
计算中,锚网锚杆^[13]、U 型钢支架属于强刚度材料,吸能材料属于弱刚度材料。钢材采用 Mises 屈服准则,巷道围岩采用 Drucker-Prager 屈服准则。吸能支护为吸能材料-钢支架组合结构体。计算模型参数如表 1 所示。

表 1 计算模型参数表

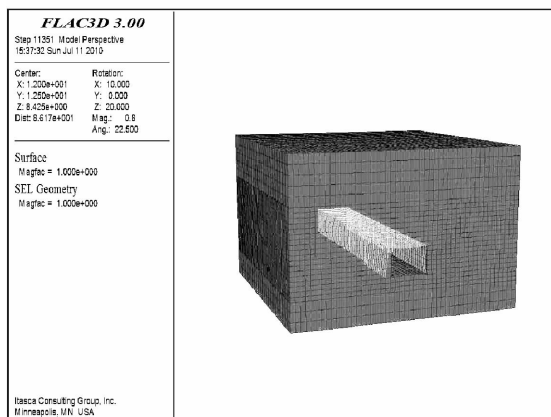
Tab. 1 The parameters of calculation model

材料名称	弹性模量 E/GPa	泊松比 μ	密度 ρ / (kg/m ³)	屈服强度/ MPa
砾岩	80.0	0.25	2 300	42
顶板	100.0	0.20	2 440	60
煤岩	3.5	0.28	1 700	20
底板	90.0	0.22	2 200	57
锚杆	210.0	0.33	7 800	350
锚网	60.0	0.30	1 500	10
U 钢支架	210.0	0.31	7 850	350
吸能材料	68.0	0.35	400	25

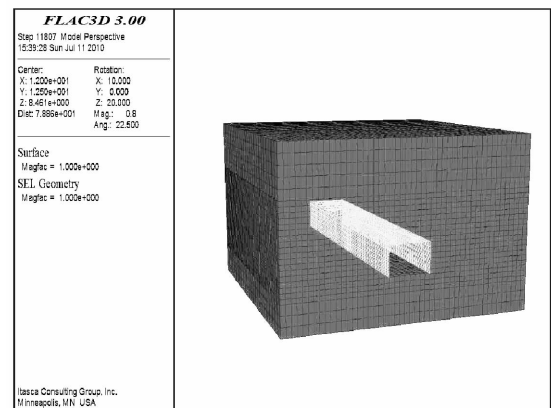
计算中约束边界条件设置为模型底面全约束,四周水平约束,顶面为自由面。初始地应力设置为最大水平地应力为 20 MPa,最小水平地应力为 18 MPa,垂直地应力为 17 MPa。将冲击波作为离散的动态冲击载荷施加在模型内部节点上,施加的冲击载荷速度时程曲线如图 2 所示。



(a) 锚网锚杆支护计算模型



(b) U型钢支护计算模型



(c) 吸能支护计算模型

图 1 数值计算模型图

Fig. 1 Numerical calculation model

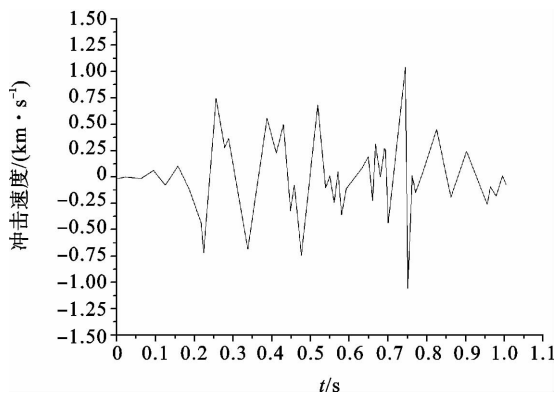


图 2 冲击波速度时程曲线图

Fig. 2 Velocity-time curve for impact wave

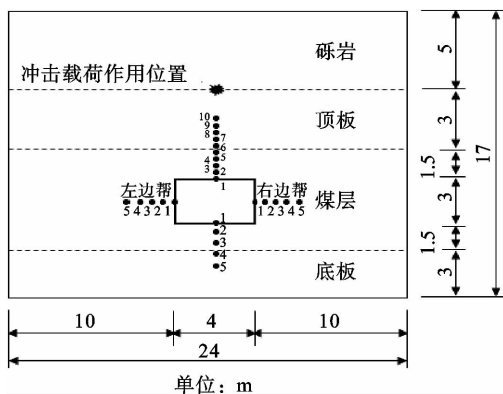


图 3 监测点分布图

Fig. 3 Distribution of monitoring points

在顶板上方自巷道顶开始垂直方向共设置 10 个监测点, 间距分别为 0.3 m; 在左边帮和右边帮两侧水平方向上各设置 5 个监测点, 监测点间距为 0.5 m; 在底板处自巷道底开始垂直方向共设置 5 个监测点, 监测点间距为 0.5 m。冲击载荷施加节点分布在煤层上方顶板中心, 与砾岩交接处, 沿巷道整个长度方向。冲击载荷施加位置及监测点在巷道截面中具体分布如图 3 所示。

2 巷道变形非线性分析

考虑计算结果可能受到边界作用的影响, 选择模型中心处截面, 数据取自该截面上监测点的监测数据。

2.1 锚网锚杆支护结果分析

图 4 和图 5 分别表示锚网锚杆支护作用下巷道垂直应力和位移分布云图。由图 4 结果可知, 在巷道顶板、底板和两边帮附近产生应力集中, 两边帮处形成近似“双耳”型分布且应力最大值可达 28.7 MPa 左右。图 5 表示垂直位移分布情况, 可以看出, 巷道顶板处下沉位移最大, 最大值约为 0.4 m。同时, 底板整体位移有向下的趋势, 向下位移值较小。在上部冲击载荷作用下, 垂直方向上整体向下移动, 水平方向上向巷道内侧弯曲变形。

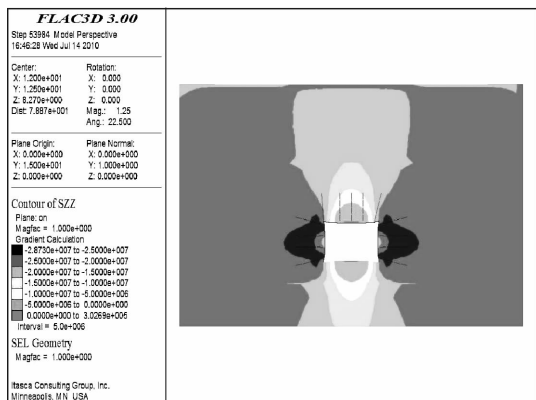


图 4 垂直应力分布云图(锚网锚杆支护)

Fig. 4 Vertical stress contours(anchor bolting)

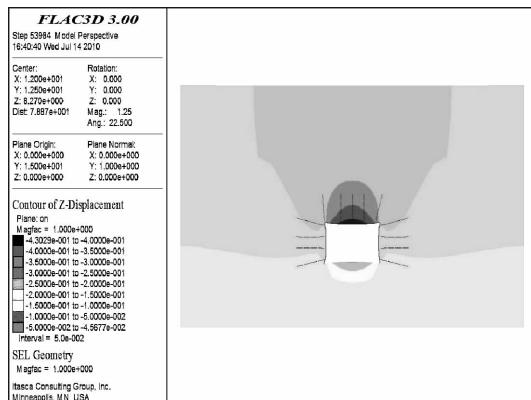


图 5 垂直位移分布云图(锚网锚杆支护)

Fig. 5 Vertical displacement contours(anchor bolting)

图 6 表示顶板监测点垂直力分布情况。从监测的垂直力分布曲线可知, 垂直力最大达 2 500 kN, 作用力在 $t=0.25$ s 前波动较小, 在 $t=0.25$ s 后波动剧烈, 说明锚网锚杆支护后巷道受冲击作用也较明显且主

要集中在第二次明显冲击,初次冲击对载荷削弱较小。图7表示底板监测点位移,通过分析可知,底板垂直位移在 $t=0.25\text{ s}$ 前呈现向下缓慢变形的趋势,在 $t=0.25\text{ s}$ 时,出现明显的跳跃,位移迅速向上变形,即底板发生明显起鼓,底板起鼓最大位移约为 0.13 m 。在冲击载荷反复作用下,底板岩层破坏,表现为底板垂直位移急剧降低。图8给出了顶板监测点剪切应变率分布曲线,在 $t=0.4\text{ s}$ 前,剪切应变率曲线出现了较明显的跳跃,说明冲击载荷对锚网锚杆巷道变形也有一定的影响。当 $t=0.4\text{ s}$ 时,顶板剪切应变率出现大的跳跃,并且剪切应变值迅速降低,剪切应变率曲线明显跳跃点出现时间提前,冲击作用持续到整个监测时间段,锚网锚杆支护对提高围岩体强度和承载能力有一定作用,同时也说明冲击载荷对锚网锚杆支护巷道变形有很大的影响,且围岩体强度越高,冲击作用越明显。

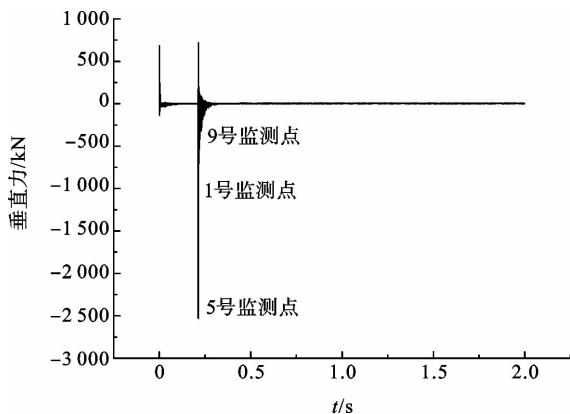


图6 顶板监测点垂直力分布图(锚网锚杆支护)

Fig. 6 Vertical force distribution of roof monitoring points (anchor bolting)

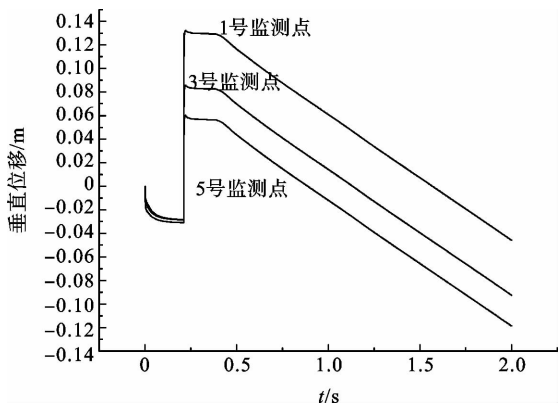


图7 底板监测点垂直位移图(锚网锚杆支护)

Fig. 7 Vertical displacement distribution of floor monitoring points (anchor bolting)

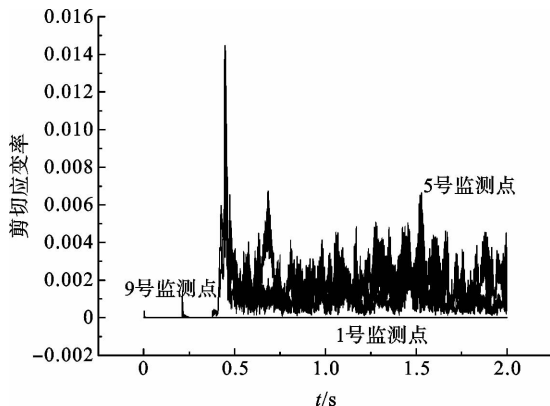


图8 顶板监测点剪切应变率分布图(锚网锚杆支护)

Fig. 8 Shear strain rate distribution of roof monitoring points(anchor bolting)

2.2 U型钢支护结果及分析

图9和图10分别表示U型钢支护作用下巷道垂直应力和位移分布云图。从图9结果可知,在巷道两边帮附近产生应力集中,两边帮处形成近似“双耳”型分布且应力最大值可达 32 MPa 左右。图10表示垂直位移分布情况,从图10可以看出,巷道顶板处下沉位移最大,最大值约为 0.38 m ,比锚网锚杆支护时下沉位移减小 0.02 m 左右。从以上计算结果可知,采用U型钢被动支护后,巷道支护应力提高,位移有所减小,说明U型钢支护对巷道变形有较好的支撑作用。

图11表示顶板监测点垂直力分布情况,垂直力最大达 $5\ 000\text{ kN}$ 左右,从作用力分布曲线上还可以看出,作用力在 $t=0.5\text{ s}$ 前波动较小,在 $t=0.5\text{ s}$ 后波动剧烈,与锚网锚杆相比,冲击时间有所延迟,说明U型钢支护后巷道受冲击作用也较明显,且主要集中在第二次冲击,U型钢支护对冲击载荷削弱较小。图12表示底板监测点位移情况,在 $t=0.5\text{ s}$ 前,有向下缓慢变形的趋势,在 $t=0.5\text{ s}$ 时,出现明显跳跃点,位移迅速向上,说明底板发生明显起鼓,起鼓最大位移为 0.14 m 左右。冲击载荷反复作用使得底板岩层破坏,底板垂直位移急剧降低。图13表示顶板监测点剪切应变率变化情况,在 $t=0.75\text{ s}$ 前,剪切应变率曲线出现了较

明显的跳跃,但冲击作用不明显。当 $t=0.75$ s 时,顶板剪切应变率出现大的跳跃,并且剪切应变值迅速降低,说明 U 型钢被动支护也无法减弱冲击破坏程度。

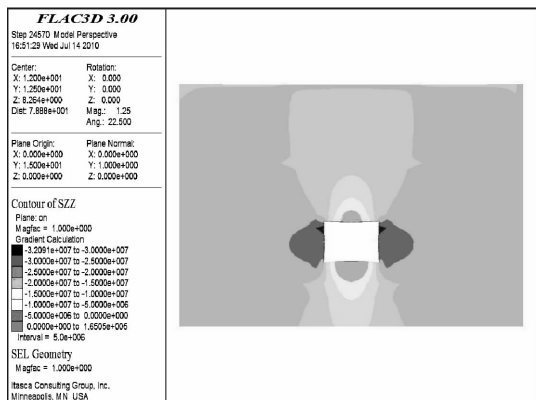


图 9 垂直应力分布云图(U型钢支护)

Fig. 9 Vertical stress contours(U steel supporting)

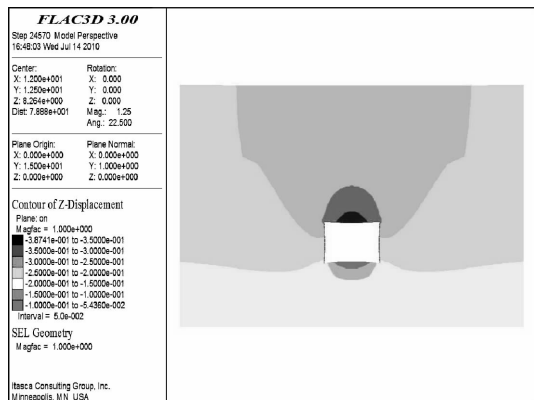


图 10 垂直位移分布云图(U型钢支护)

Fig. 10 Vertical displacement contours(U steel supporting)

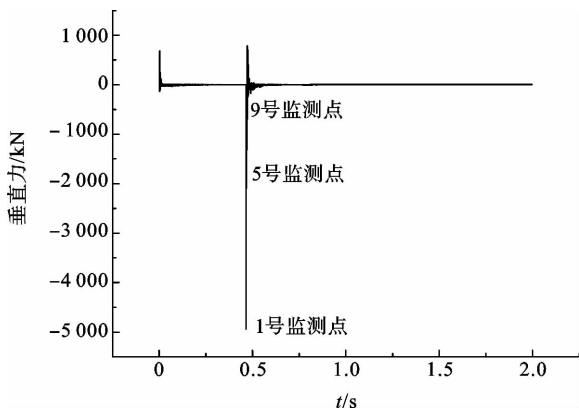


图 11 顶板监测点垂直力分布图(U型钢支护)

Fig. 11 Vertical force distribution of roof monitoring points (U steel supporting)

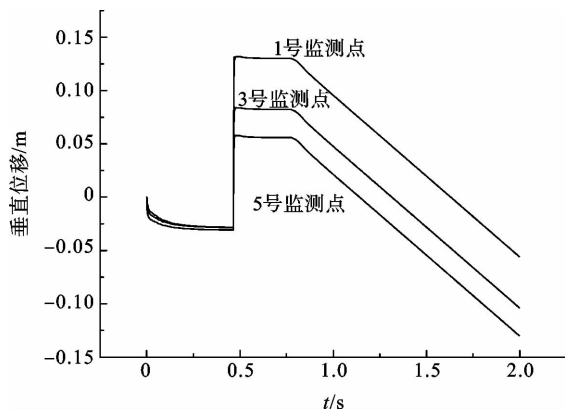


图 12 底板监测点垂直位移图(U型钢支护)

Fig. 12 Vertical displacement distribution of floor monitoring points (U steel supporting)

2.3 吸能支护计算结果与分析

图 14 和图 15 分别表示吸能支护作用下巷道垂直应力和位移分布云图。从图 14 计算结果可知,在巷道顶板和两边帮附近应力较大,底板应力较小,两边帮附近产生局部应力集中,应力最大值可达 24.3 MPa,与前两种支护计算应力结果相比有大幅度降低,说明吸能支护对抵抗冲击载荷和有效降低冲击作用明显。图 15 表示垂直位移分布情况,可以看出,巷道顶板附近下沉位移最大,位移最大值约为 0.025 m,下沉位移减小很大。以上计算结果表明,采用吸能支护后,在冲击载荷作用下,巷道整体变形量显著减小,且变形区域向四周扩大,说明吸能支护起到了良好的缓冲和抵抗变形作用。

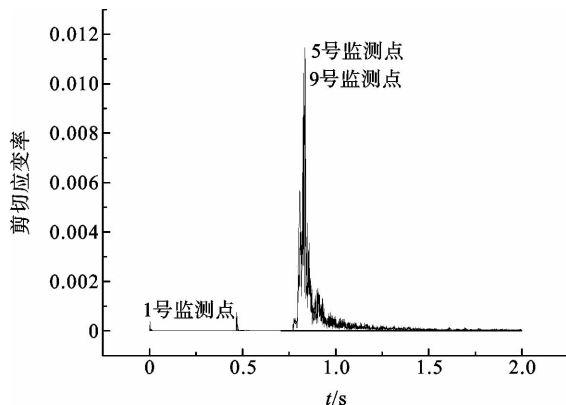


图 13 顶板监测点剪切应变率图(U型钢支护)

Fig. 13 Shear strain rate distribution of roof monitoring points(U steel supporting)

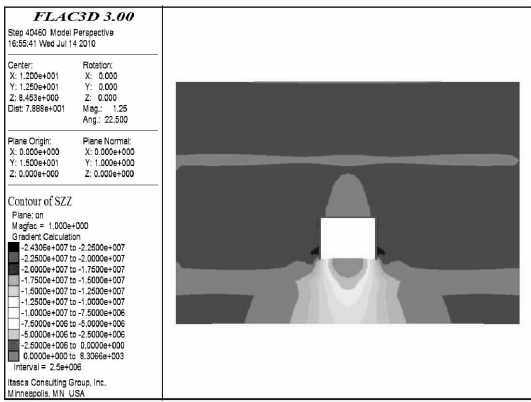


图 14 垂直应力分布云图(吸能支护)

Fig. 14 Vertical stress contours
(energy absorbing support)

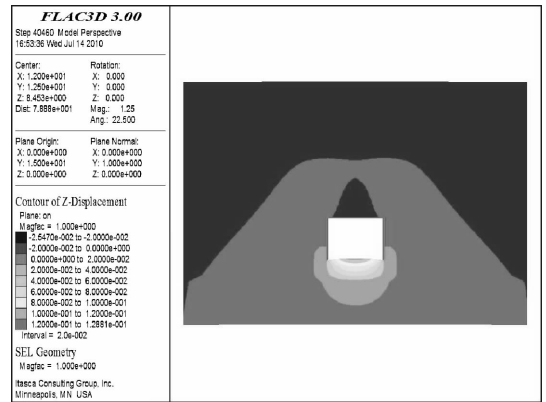


图 15 垂直位移分布云图(吸能支护)

Fig. 15 Vertical displacement contours
(energy absorbing support)

图 16 表示顶板监测点垂直力变换情况,垂直力最大达 950 kN 左右,作用力在 $t=0.25$ s 前波动很大,在 $t=0.25$ s 后波动反而减低,且作用力明显降低,说明吸能材料首先起到了缓冲作用,有效降低了冲击载荷作用,所以表现为开始阶段作用力波动明显。图 17 表示底板监测点位移情况,在 $t=0.25$ s 前,有向下缓慢变形的趋势,在 $t=0.25$ s 时,出现明显跳跃点,位移迅速向上,说明底板发生明显起鼓,起鼓最大位移为 0.14 m 左右,但底板垂直位移基本保持不变,与前两种支护情况不同。图 18 表示顶板监测点剪切应变率变化曲线,当 $t=0.4$ s 时,顶板剪切应变率出现大的跳跃,并且剪切应变值降低,曲线斜率比前两种支护条件时表现为更平缓,说明吸能支护对于减弱冲击载荷作用的效果是明显的。

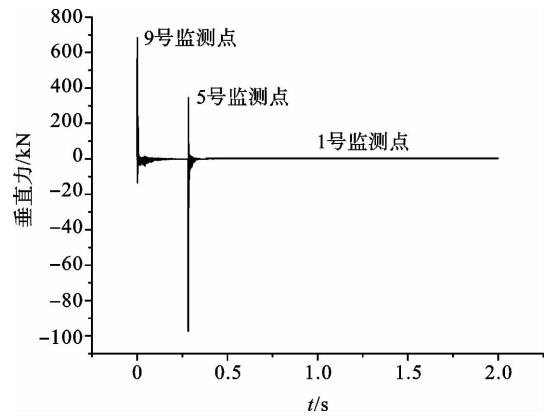


图 16 顶板监测点垂直力分布图(吸能支护)

Fig. 16 Vertical force distribution of roof monitoring points(energy absorbing support)

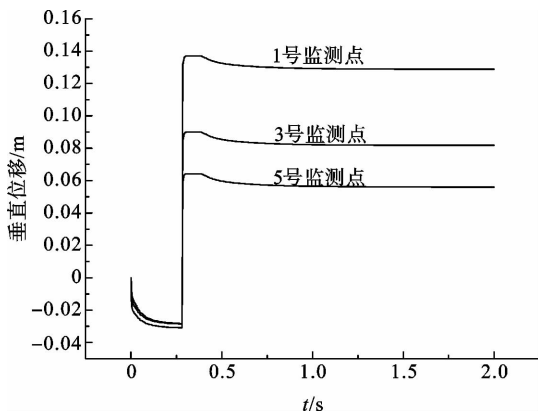


图 17 底板监测点垂直位移图(吸能支护)

Fig. 17 Vertical displacement distribution of floor monitoringpoints(energy absorbing support)

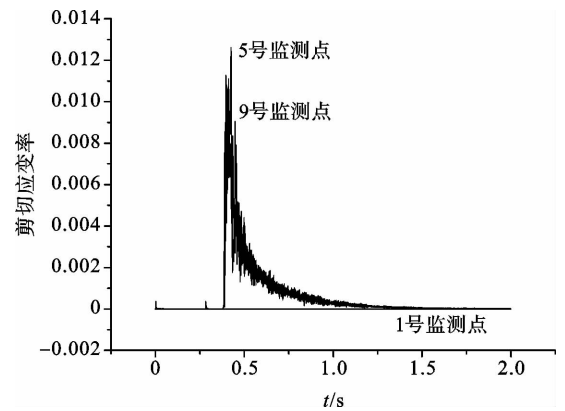


图 18 顶板监测点剪切应变率图(吸能支护)

Fig. 18 Shear strain rate distribution of roof monitoring points(energy absorbing support)

通过以上分析可知,冲击载荷对支护体的影响表现在几个方面:①冲击载荷作用于围岩体,使得围岩体发生破坏,剩余冲击能继续向巷道方向传递;②剩余冲击能作用在支护体上,当支护体能承担剩余冲击能作

用时,巷道不会被冲击破坏,当支护体不能继续承担剩余冲击能作用时,支护体被冲击破坏;③相同冲击能作用下,当瞬时冲击力在 2 500 kN 以上,锚杆、U 型钢支护有可能被冲坏,吸能支护可有效降低冲击载荷至 950 kN 左右,对支护体起到了较好的保护作用。

3 结论

考虑支护作用的影响,利用 FLAC3D 计算软件,对锚网锚杆、U 型钢支护和吸能支护条件下巷道冲击破坏过程进行分析,得到以下主要结论:

1) 锚网锚杆支护对提高围岩体强度和承载能力有一定作用,计算结果也说明冲击载荷对锚网锚杆支护巷道变形有很大的影响,且围岩体强度越高,发生冲击作用越明显。

2) 采用 U 型钢被动支护后,巷道支护应力提高,位移有所减小,冲击发生时间有所延迟,说明 U 型钢支护对巷道变形有较好的支撑作用。

3) 在冲击载荷作用下,吸能支护巷道整体变形量显著减小,且变形区域向四周扩大,吸能材料缓冲作用较好,表现为监测点参数曲线前期波动较大,后期冲击作用较小,说明吸能支护起到了良好的缓冲和抵抗变形作用。

参考文献:

- [1]宋振骥.实用矿山压力控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,1988.
- [2]窦林名,何学秋.冲击矿压防治理论与技术[M].徐州:中国矿业大学出版社,2001.
- [3]姜福兴,王同旭,潘立友,等.矿山压力与岩层控制[M].北京:煤炭工业出版社,2004.
- [4]何满潮,齐干,程骋,等.深部复合顶板煤巷变形破坏机制及耦合支护设计[J].岩石力学与工程学报,2007,26(5):987-993.
HE Manchao, QI Gan, CHENG Cheng, et al. Deformation and damage mechanisms and coupling support design in deep coal roadway with compound roof[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(5): 987-993.
- [5]LINKOV A M. Rockbursts and the instability of rock masses[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics Abstracts, 1996, 33(7): 727-732.
- [6]VARDOULAKIS I. Rock bursting as a surface instability phenomenon[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics Abstracts, 1984, 21(3): 137-144.
- [7]BURGERT W, LIPPMAN M. Models of translatory rock bursting in coal[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics Abstracts, 1981, 18(6): 285-294.
- [8]窦林名,陆菜平,牟宗龙,等.冲击矿压的强度弱化减冲理论及其应用[J].煤炭学报,2005,30(6):690-694.
DOU Linming, LU Caiping, MU Zonglong, et al. Intensity weakening theory for rock burst and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2005, 30(6): 690-694.
- [9]徐学锋,窦林名,刘军,等.煤矿巷道底板冲击矿压发生的原因及控制研究[J].岩土力学,2010,31(6):1977-1981.
XU Xuefeng, DOU Linming, LIU Jun, et al. Research of reasons and controlling for floor burst in coal mine roadway[J]. Rock and Soil Mechanics, 2010, 31(6): 1977-1981.
- [10]冯学武,张忠温,曹荣平,等.深部煤巷刚柔二次耦合支护围岩控制技术[J].矿山压力与顶板管理,2001(4):18-21.
FENG Xuewu, ZHANG Zhongwen, CAO Rongping, et al. Surrounding rock controlling technique of rigid-yielding secondary coupling supporting in deep coal gate[J]. Ground Pressure and Strata Control, 2001(4): 18-21.
- [11]梁冰,章梦涛.采区冲击地压的预测[J].矿山压力与顶板管理,1992(2):12-15.
LIANG Bing, ZHANG Mengtao. Numerical prediction of rock burst in mining area[J]. Ground Pressure and Strata Control, 1992(2): 12-15.
- [12]贺虎,窦林名,巩思园,等.巷道防冲机理及支护控制研究[J].采矿与安全工程学报,2010,27(1):40-44.
HE Hu, DOU Linming, GONG Siyuan, et al. Mechanism of rockburst prevention and supporting control technology in roadways[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(1): 40-44.
- [13]高明仕,窦林名,严如令,等.冲击煤层巷道锚网支护防冲机理及抗冲震级初算[J].采矿与安全工程学报,2009,26(4):402-406.
GAO Mingshi, DOU Linming, YAN Ruling, et al. Prevention mechanism of roadway supported by bolt-mesh subjected to rock burst and degree calculation[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2009, 26(4): 402-406.