文章编号：1000－7598 (2012) 02－0604－07

煤巷与支护相互作用的冲击破坏试验与数值分析

吕祥锋[1,2]，潘一山[2]，唐巨鹏[2]，肖晓春[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：采用相似材料试验和数值模拟相结合的方法，对锚网锚杆、U 型钢和吸能支护条件下煤岩巷道冲击破坏过程进行研究，揭示了巷道与支护相互作用下的巷道冲击破坏机制。试验和数值计算研究结果表明，不同支护作用下巷道冲击破坏规律表现基本一致，在冲击载荷作用下，巷道顶板有明显下沉，底板出现起鼓现象，两边帮均向巷道内部方向发生弯曲变形，形成裂缝，进而扩展和贯通，并有抛出物冲入巷道内。根据模型试验和数值计算结果可知，不同支护条件下冲击破坏程度不同，吸能支护具有良好的缓冲和吸能特性，巷道变形较小，整体稳定性好，更适合于冲击地压巷道的支护。

关　键　词：煤巷；相互作用；冲击破坏；相似材料试验；数值分析

中图分类号：TD 821；O 242　　**文献标识码：**A

Similar material simulation test and numerical analysis of impact damage law of roadway under interaction between coal and support

LÜ Xiang-feng[1,2], PAN Yi-shan[2], TANG Ju-peng[2], XIAO Xiao-chun[2]

(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: Adopting similar material simulation test and numerical simulation methods, the impact damage process of coal roadway under anchor bolt, U-steel and energy absorbing support are studied. The impact failure mechanism of roadway under interaction between coal and support is received. Similar material simulation and numerical results show that the impact damage laws under different support types are consistent with each other. Under impact loads, the roof sinks significant, the floor drum obvious, and the both sides have a large internal deformation; cracks expansion and through, even the coal thrown out. According to similar material simulation test and calculation results, it is shown that for different support types, different levels of impact damage, energy absorbing support has good cushioning and energy absorption characteristics, and advantages of small deformation and good stability. The test results also indicate that the energy absorbing support is better for rockburst roadway.

Key words: coal roadway; interaction; impact failure; similar material simulation test; numerical analysis

1　引　言

我国煤矿资源开采逐渐向深部发展，冲击地压的发生频次越来越多，其危害性也愈加增大，造成煤岩巷道破坏、垮塌及人员伤亡事故，对煤矿安全生产造成极大的危害[1－3]。因此，冲击地压巷道围岩安全支护问题成为我国深部资源开发亟需解决的问题。近些年来，许多学者针对巷道支护方法开展了多方面的研究工作，主要形成了锚网锚杆、U 型钢支护等主动和被动支护方式。上述支护方法主要是通过增强围岩体强度或者提高支护自身承载能力以实现承担上部载荷的作用[4－5]。但这些支护方法对于提高支护结构的承载能力是有限的，更不能承担深部开采过程中强动力载荷的冲击作用。

吸能支护应用到冲击地压巷道支护结构中，能有效地缓冲和吸收冲击地压能，降低冲击地压巷道破坏程度，为冲击地压巷道提供一种可靠的支护新方法。通过对锚网锚杆、U 型钢和吸能支护条件下煤岩巷道冲击破坏过程的试验和数值模拟研究，研究不同支护作用下煤岩巷道冲击破坏规律，揭示煤岩与支护相互作用下的巷道冲击破坏机制，这也是成功地将吸能支护应用到冲击地压巷道支护中的关

收稿日期：2010-07-19
基金项目：国家重点基础研究发展规划(973 计划)项目（No. 2010CB226803）；国家自然科学基金面上项目（No. 11072102）；国家自然科学基金青年项目（No. 51004061）。
第一作者简介：吕祥锋，男，1982 年生，博士后，主要从事矿山动力灾害发生理论及试验研究。E-mail：lvxiangfeng2006@126.com

© 1994-2012 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net

键，同时也证明吸能支护应用于冲击地压巷道支护结构中的有效性。

2　试验设计与方法

2.1　相似模拟理论[6]

设原型和模型问题的力学物理参数有抗压强度，用 σ_c^H 和 σ_c^M 表示；弹性模量分别用 E^H 和 E^M 表示；泊松比分别用 μ^H 和 μ^M 表示；内摩擦角分别为 φ^H 和 φ^M 表示；材料视密度分别用 ρ^H 和 ρ^M 表示；几何长度分别用 L^H 和 L^M 表示。冲击地压相似材料模拟试验中，必须遵循以下相似原则：

$$\frac{\sigma_c^H}{\sigma_c^M}=\frac{L^H}{L^M}\frac{\rho^H}{\rho^M} \tag{1}$$

$$\frac{E^H}{E^P}=\frac{L^H}{L^M}\frac{\rho^H}{\rho^M} \tag{2}$$

$$\mu^H=\mu^M \tag{3}$$

$$\varphi^H=\varphi^M \tag{4}$$

由冲击地压发生准则 $\frac{\Delta u}{\Delta P}=\frac{\mathrm{d}u}{\mathrm{d}P}=\infty$，可得冲击地压发生准则的另一种表达形式为

$$\frac{\Delta P}{\Delta u}=\frac{\mathrm{d}P}{\mathrm{d}u}=0 \tag{5}$$

根据冲击地压判别准则可知，在应力-位移曲线中的极大值点即为冲击地压发生点。因此，只要绘制出应力-位移曲线，就可对冲击地压发生和破坏规律进行定量分析。

2.2　试验材料及配比

冲击地压相似模拟试验[6−8]中，主要材料包括砂、石膏。制备相似材料的方法为：将一定量的松香溶于酒精中，再按照一定比例加入配制的砂、石膏、水混合物中，材料的比例为砂：水泥：石膏：水：松香：酒精=50：10：15：5：0.8：1，配制后的材料强度低，破坏前应变小于 3%，脆性破坏特征明显，其抗压强度 $\sigma_c=0.85$ MPa，弹性模量 $E=90$ MPa，材料密度 $\rho=1.54$ g/cm^3。此材料适宜于模拟巷道冲击情况。

锚杆强度为 300 MPa，锚网强度为 10 MPa，强度换算比例为 0.02，在相似试验中使用 6 MPa 左右的铆钉和 0.2 MPa 左右的网片；U 型钢支架强度约为 400 MPa 左右，则使用 8 MPa 左右的钢丝；吸能材料强度为 25 MPa 左右，用强度为 0.5 MPa 左右的泡沫铝。吸能支护实质为刚-柔耦合吸能支护结构，采用吸能材料作为柔性材料，相似强度的钢丝作为刚性材料，支撑吸能材料形成吸能支护结构。在相似模型制作中，首先将巷道大小的预制块体放入模型中，待模型具有一定强度后抽出，实现先加载后开挖的过程，同时与各支护实际工序保持一致。

2.3　试验模型及原理

冲击地压[9−12]相似模拟试验中模型的尺寸为 200 mm×200 mm×100 mm（长×宽×厚），巷道截面尺寸为 40 mm×30 mm，巷道上部岩层厚度为 50 mm，下部岩层厚度为 20 mm。模型使用 6 mm 厚钢板加工而成，为能观测巷道截面变形情况，在模型前后侧均采用 12 mm 厚的钢化玻璃代替钢板。实验室制备脆性材料，加载后材料体内能量积聚，突然脆性破坏，模拟顶板型冲击地压的发生和破坏过程是可行的。在模拟冲击地压发生过程中，由于相似材料会塌落到巷道内，所以沿巷道设置一层聚酯薄膜防止对传感器影响。同时，聚酯薄膜也可反映巷道变形情况。相似材料模拟试验模型如下图 1 所示。

图 1　相似材料模拟试验模型
Fig.1　Simulation model for similar material

模拟试验中，在模型顶面加垂直载荷，四周水平约束，且不考虑相似材料与模型侧壁的摩擦作用。在液压式试验机加压装置上进行冲击地压相似材料试验，在加载过程中，装置四周水平位移约束，实验机载荷由压力传感器接到记录仪的 Y 坐标上，通过位移传感器，将位移信号接入记录仪的 X 坐标。通过应力和位移传感器就可以把加载过程中的应力 σ 和位移 u 的关系曲线自动绘制出来。巷道应变测量采用自行研制的内卡式传感器，该传感器采用双悬臂梁电阻应变片全桥测量，自行研制的传感器精度高，线性重复性好，量程大，1 号和 2 号通道（测量两帮）量程可达 6 mm 左右，3 号和 4 号通道（测量顶板）量程可达 12 mm 左右。利用弹性好的钢片固定在传感器底座上，在钢片上分别贴好应变片，钢片与巷道顶板及两帮紧密接触，应变片具有很高的变形敏感性，充分利用钢片强刚度，巷道微小变

© 1994-2012 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net

形直接反映到应变片上，通过读取应变片数据表征巷道变形的大小，这样使得巷道微小变形就能准确测量出来。应变的测量共 4 个通道，1 号和 2 号通道分别表示为巷道上帮和下帮测量应变数据，3 号和 4 号通道分别测量巷道顶板处应变数据，其中，3 号通道测量巷道深度为 14.5 cm 处应变数据，4 号通道为深度为 5.5 cm 处应变数据。冲击地压试验原理如图 2 所示。

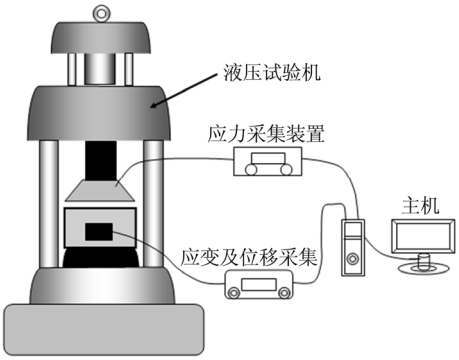


图 2 冲击地压模拟试验原理示意图
Fig.2 Sketch of rockburst test

3 试验结果与分析

3.1 锚网锚杆支护条件下冲击地压巷道破裂相似模拟研究

图 3 给出了巷道冲击破坏过程中各阶段的破坏图，图 4、5 分别给出了巷道应变曲线和应力-位移关系曲线。根据试验结果可知，在加载应力 $\sigma=0.56$ MPa 时，巷道发生第 1 次冲击，在各关系曲线中表现为出现明显的跳跃，此跳跃可以视为“冲击点”。在巷道破坏图中，可以看到巷道顶板和两帮壁面上出现冲击裂缝。在加载应力 $\sigma=0.68$ MPa 时，巷道发生第 2 次明显冲击，曲线上有明显的波动，在应力-位移曲线上出现大的跳跃，并伴有明显的声响。巷道内部变形破坏[13−14]观测结果表明，在巷道顶板和两帮均有明显的冲击破坏裂缝开展，由于巷道中增加了锚网锚杆支护，因此，表现出巷道顶板和两帮有较小的破碎片剥离脱落，且巷道发生整体的倾斜变形，当加载应力继续增加，随着弹性能的不断积聚，类似的冲击破坏现象会不断发生，并且冲击破坏程度也会越来越严重。当加载应力 $\sigma=0.97$ MPa 时，巷道壁面上发生第 3 次冲击破坏，此时，巷道变形破坏已经比较严重，应力降低非常明显，顶板位移下沉迅速，位移值达到约 11.5 mm，此时，巷道内卡式传感器失效。在应变曲线中表现为波动的原因主要在于巷道顶板和两帮剥离物抛出后壁面不平整，传感器探头进入凹坑或跳出。

图 3 巷道变形破坏图 (锚网锚杆支护)
Fig.3 The diagram of roadway damage (anchor bolting)

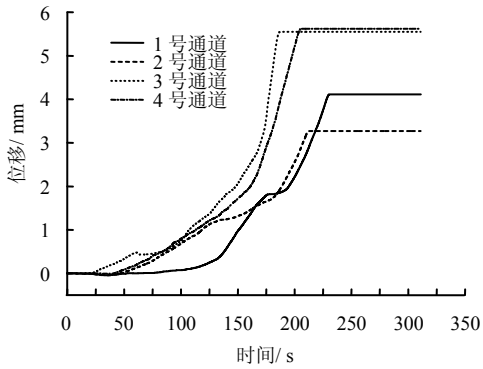


图 4 巷道破裂应变曲线 (锚网锚杆支护)
Fig.4 The strain curves of roadway deformation (anchor bolting)

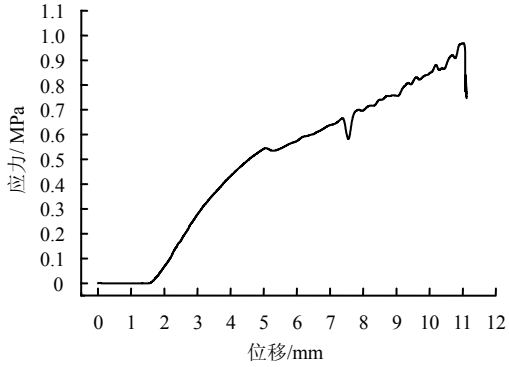


图 5 巷道冲击破坏应力-位移曲线 (锚网锚杆支护)
Fig.5 Stress-displacement curve of roadway by impact loads (anchor bolting)

3.2 U型钢支护条件下巷道冲击破坏相似模拟研究

图 6 示出了巷道冲击破坏过程中各阶段的破坏图，图 7、8 分别给出了巷道应变曲线和应力-位移关系曲线。根据试验结果可知，当时间 $t=26$ s 时，加载应力达到 $\sigma=0.03$ MPa 时，在应变和应力-位移曲线上均出现第 1 次跳跃，但巷道内部观测中无明显冲击破裂发生，巷道顶板和两帮壁面完整性好。在 $t=100$ s 时，位移和应力曲线中出现第 2 次跳跃，

© 1994-2012 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved. http://www.cnki.net

图 6　巷道变形破坏图 (U 型钢支护)
Fig.6　The diagram of roadway damage (U-steel supporting)

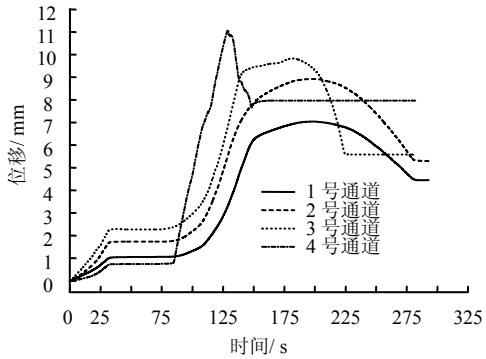


图 7　巷道破裂应变曲线(U 型钢支护)
Fig.7　The strain curves of roadway deformation (U-steel supporting)

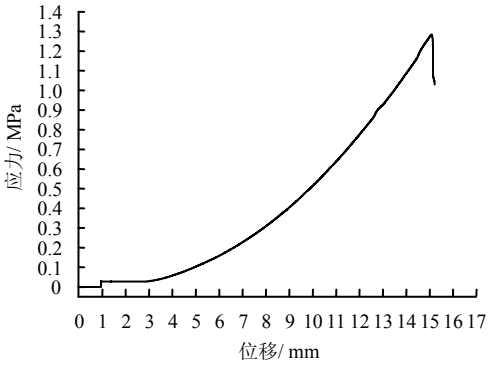


图 8　巷道冲击破坏应力-位移曲线 (U 型钢支护)
Fig.8　Stress-displacement curve of roadway by impact loads (U-steel supporting)

但巷道顶板和两帮壁面也无冲击破坏和明显变形。分析其原因在于采用U型钢支护后提高了整体支护能力以及模型初始孔隙和裂缝压实影响等。随着加载应力的不断增加，在 $t=240$ s 时，加载应力达到 $\sigma=1$ MPa 时，在应力−位移曲线上出现跳跃，此次跳跃可以认为是第 1 次冲击，并伴有一定的声响。巷道顶板和两帮壁面均出现明显的裂缝扩展，且有整块破碎体沿顶板和巷道两帮剥离脱落。在 $\sigma=1.27$ MPa 时，巷道发生第 2 次明显冲击，曲线上有明显的跳跃。巷道内部变形破坏观测结果表明，在巷道顶板和两帮均有明显的冲击破坏特征，且出现局部或一定面积的破碎体冲入巷道内。当 $t=270$ s 时，巷道变形破坏已经比较严重，应力降低非常明显，顶板位移下沉迅速，位移值达到约 15.2 mm，此时，巷道内卡式传感器也已失效。

3.3　吸能支护条件下冲击地压巷道变形规律相似模拟研究

图 9 给出了吸能支护巷道冲击破坏过程中各阶段的破坏图，图 10、11 分别给出了巷道应变曲线和应力-位移关系曲线。根据试验结果可知，在加载时间 $t=36$ s 时，应力-位移曲线表现为向上弯曲趋势，出现一次跳跃。在巷道宏观变形破坏图中可以看出，巷道顶底板和两帮壁面完整性好，无明显冲击发生。随着加载应力的增加，在 $t=75$ s 时，加载应力 $\sigma=0.3$ MPa，应力-位移曲线上出现第 1 次明显跳跃，此次跳跃可以认为是一次冲击发生。巷道顶底板和两帮壁面上无明显的冲击破坏特征，但巷道顶底板和两帮壁面略有微裂缝出现，分析其原因主要是由于设置吸能材料为柔性，能起到抗缓冲作用。当 $t=110$ s 时，加载应力 $\sigma=0.56$ MPa，在应力-位移曲线上出现跳跃，此次跳跃可认为是巷道发生第 2 次冲击，并伴有微小的声响。吸能材料受到冲击载荷作用后被压密收缩，同时顶板向下弯曲变形，两帮壁面也受冲击作用后向巷道内侧方向弯曲变形，在巷道顶板和两帮有冲击破坏裂缝开展，并有较小的破碎块体从顶板和两帮壁面剥离脱落。当加载应力继续增加时，顶板位移下沉迅速，位移值达到约 11 mm，此时内卡式传感器也将失效，在应变曲线中表现为波动主要是因为吸能材料在弹性阶段具有可恢复性以及冲击作用使得小破碎块体剥离脱落造成的。随着加载应力增加，吸能材料具有良好的抗冲击作用，冲击发生时巷道无冲击破坏。当载荷继续增加，冲击更严重，吸能材料吸收大量冲击能后巷道顶板和两帮发生弯曲变形并整体倾斜，但巷道

图 9　巷道变形破坏图(吸能支护)
Fig.9　The diagram of roadway damage (energy absorbing support)

© 1994-2012 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net

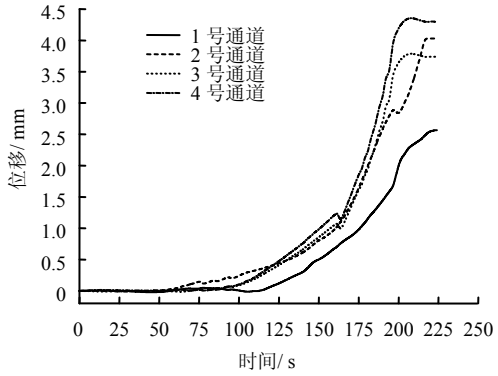


图 10 巷道破裂应变曲线 (吸能支护)

Fig.10 The strain curves of roadway deformation (energy absorbing support)

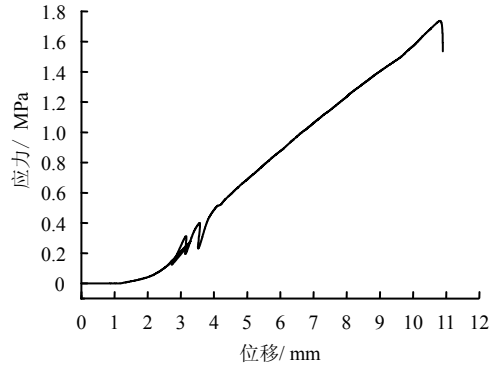


图 11 巷道冲击破坏应力-位移曲线(吸能支护)

Fig.11 Stress-displacement curve of roadway by impact loads (energy absorbing support)

完整性较好。同样也说明了吸能材料应用于冲击地压巷道支护中起到了缓冲吸能作用。

4 冲击载荷作用下巷道破坏数值模拟

利用 FLAC^{3D} 计算软件，建立三维计算模型[15−17]，模型尺寸为 24 m×17 m×25 m，巷道尺寸为 4 m×3 m×25 m，模拟巷道距离地面深度为 1 000 m。计算中，采用弹塑性模型，同样模拟了锚网锚杆、U 型钢支护和吸能支护（吸能材料+钢支架组合体）条件下巷道冲击变形规律，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，冲击波作用位置距离顶面 5 m 模型中心处。在顶板上方自巷道顶开始垂直方向共设置 10 个监测点，间距为 0.3 m。施加冲击载荷速度时程曲线如图 12 所示。

监测点截面选择在模型中心截面，监测时间取 2.0 s，监测点选择 3 个监测点（1 号监测点、5 号监测点和 9 号监测点）进行作用力和位移的全程监测，不同支护条件监测点结果曲线如图 16～18 所示。

图 13 给出了锚网锚杆支护监测结果，从作用力曲线可知，垂直力最大达 2 500 kN 以上，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 2 次明显冲击，初次冲击对载荷削弱较小。顶板垂直位移有下沉趋势，在 $t=0.25$ s 前，下沉位移较缓慢，在 $t=0.25$ s 时，出现明显的跳跃，下沉位移急剧增大，最大下沉位移约为 0.25 m，在冲击载荷反复作用下，围岩体发生破坏。

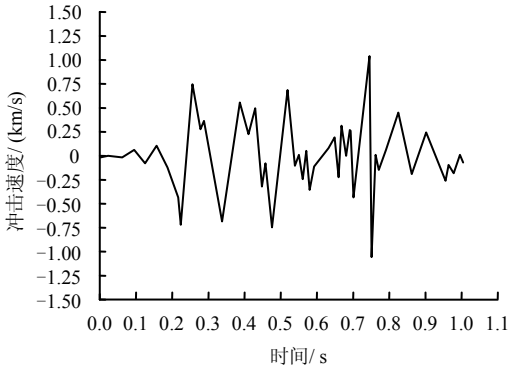
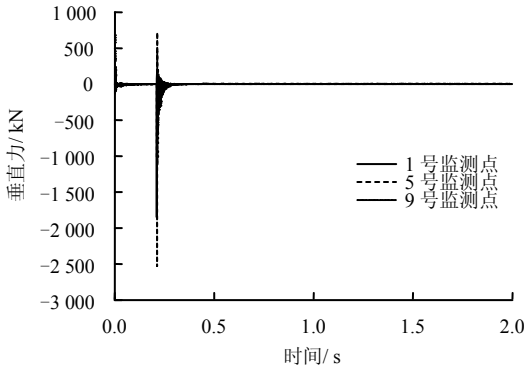
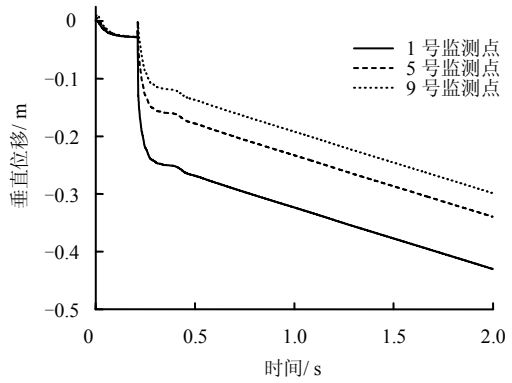


图 12 冲击波速度时程曲线

Fig.12 Velocity-time curve for impact wave



(a) 监测点作用力分布



(b) 监测点位移分布

图 13 锚网锚杆支护监测结果

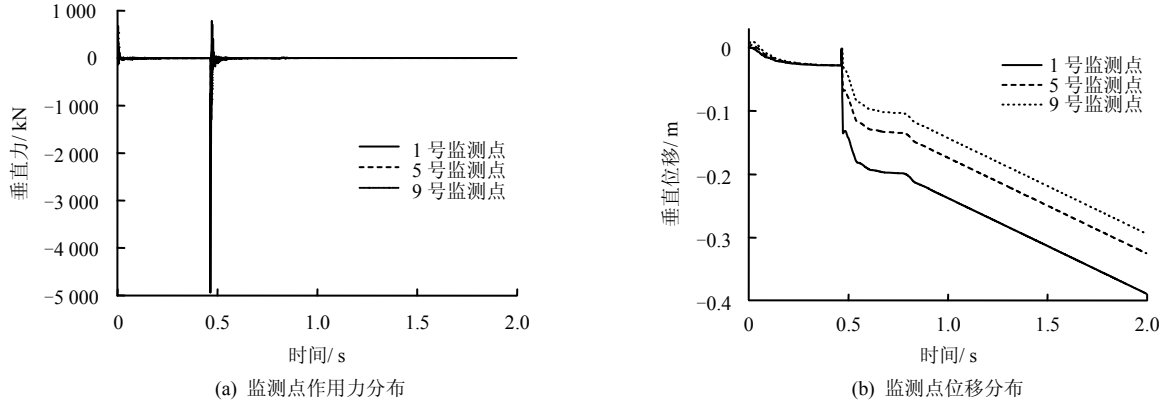
Fig.13 The monitoring results of anchor bolting

图 14 给出了 U 型钢支护监测结果，垂直力最大达 5 000 kN 左右，在 $t=0.5$ s 前波动较小，在 $t=$

© 1994-2012 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved. http://www.cnki.net

0.5 s 后波动剧烈，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 2 次冲击，U 型钢支护对冲击载荷削弱也较小。在 $t=0.5$ s 前，下沉位移较缓慢，在 $t=0.5$ s 时，出现明显跳跃点，最大下沉位移约为 0.2 m，下沉位移值减小，被动支护对巷道支撑作用较好，抵抗冲击载荷能力提高较小。

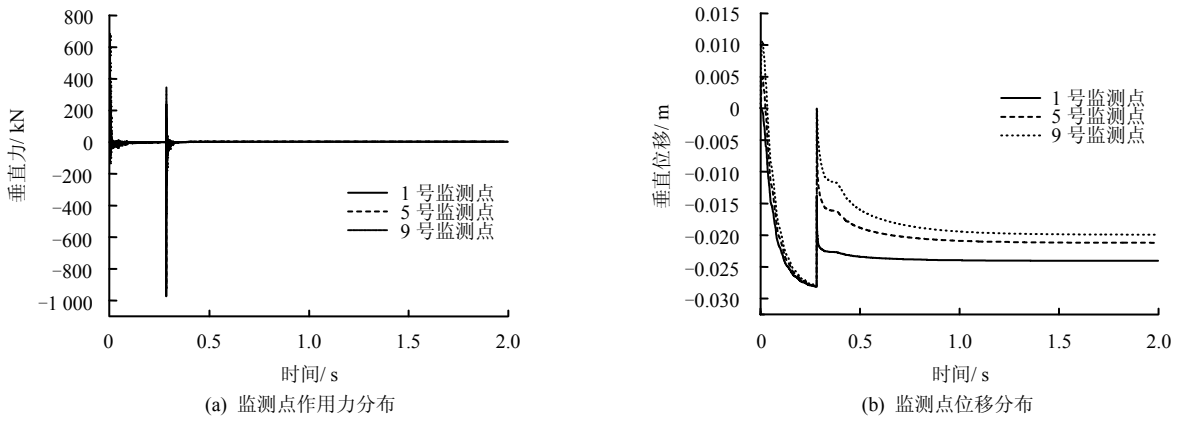
图 15 给出了吸能支护监测点结果，垂直力最大达 950 kN 左右，在 $t=0.25$ s 前波动很大，在 $t=0.25$ s 后波动反而减低，且作用力明显降低，说明吸能材料首先起到了缓冲作用，有效地降低了冲击载荷作用。顶板垂直位移首先出现明显下沉，在 $t=0.25$ s 前，下沉位移迅速。在 $t=0.25$ s 时，出现明显跳跃点，位移出现快速向上，在冲击载荷作用下，位移逐渐向下发展并逐渐趋于稳定，顶板总体向下位移值最大约为 0.023 m。说明吸能材料作为弱刚度材料，起到良好缓冲作用。



(a) 监测点作用力分布　　(b) 监测点位移分布

图 14　U 型钢支护监测结果

Fig.14　The monitoring results of U-steel supporting



(a) 监测点作用力分布　　(b) 监测点位移分布

图 15　吸能支护监测点结果

Fig.15　The monitoring results of energy absorbing support

5　结　论

（1）相似材料试验结果说明，巷道顶板有明显下沉，底板出现起鼓现象，两边帮均向巷道内部方向发生弯曲变形形成裂缝，进而扩展和贯通，并有抛出物冲入巷道内。不同支护表现为冲击破坏程度不同，吸能支护表现为开始阶段缓冲作用明显，后期冲击作用大幅降低，巷道整体性较好。

（2）数值计算监测结果表明，锚杆支护后围岩体强度提高，主动支护后巷道受冲击作用也较明显；U 型钢支护后，对冲击载荷削弱也较小，被动支护对提高巷道支撑作用较好，抵抗冲击载荷能力提高较小；吸能支护后，开始阶段缓冲作用明显，后期冲击作用大幅度降低，垂直作用力和位移也明显减小，说明吸能支护更适合用于冲击地压巷道的支护。

参 考 文 献

[1]　李鸿昌. 矿山压力的相似模拟试验[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:

© 1994-2012 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net

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] 李海波, 蒋会军, 赵坚, 等. 动荷载作用下岩体工程安全的几个问题[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(11): 1887－1891.
LI Hai-bo, JIANG Hui-jun, ZHAO Jian, et al. Some problems about safety analysis of rock engineering under dynamic load[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2003, 22(11): 1887－1891.

[5] 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 Man-chao, 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.

[6] 潘一山, 章梦涛, 王来贵, 等. 地下硐室岩爆的相似材料模拟试验研究[J]. 岩土工程学报, 1997, 19(4): 49－56.
PAN Yi-shan, ZHANG Meng-tao, WANG Lai-gui, et al. Study on rockburst by equivalent material simulation tests[J]. **Chinese Journal of Geotechnical Engineering**, 1997, 19(4): 49－56.

[7] 李长洪, 张吉良, 蔡美峰, 等. 煤矿冲击性灾害类型实验研究[J]. 北京科技大学学报, 2009, 31(1): 1－9.
LI Chang-hong, ZHANG Ji-liang, CAI Mei-feng, et al. Simulating test research of impacting disasters in coal mines[J]. **Journal of University of Science and Technology Beijing**, 2009, 31(1): 1－9.

[8] 张晓春, 杨挺青, 缪协兴. 冲击矿压模拟试验研究[J]. 岩土工程学报, 1999, 21(1): 66－70.
ZHANG Xiao-chun, YANG Ting-qing, MIAO Xie-xing. The simulation test of rockburst in coal mines[J]. **Chinese Journal of Geotechnical Engineering**, 1999, 21(1): 66－70.

[9] LINKOV A M. Rockbursts and the instability of rock masses[J]. **Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.**, 1996, 33(7): 727－732.

[10] VARDOULAKIS I. Rock bursting as a surface instability phenomenon[J]. **Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.**, 1984, 21(3): 137－144.

[11] 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 Lin-ming, LU Cai-ping, MU Zong-long, et al. Intensity weakening theory for rockburst and its application[J]. **Journal of China Coal Society**, 2005, 30(6): 690－694.

[12] 高明仕, 窦林名, 张农, 等. 冲击矿压巷道围岩控制的强弱强力学模型及其应用分析[J]. 岩土力学, 2008, 29(2): 359－364.
GAO Ming-shi, DOU Lin-ming, ZHANG Nong, et al. Strong-soft-strong mechanical model for controlling roadway surrounding rock subjected to rock burst and its application[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2008, 29(2): 359－364.

[13] 潘一山. 冲击地压发生和破坏过程研究[博士学位论文 D]. 北京: 清华大学, 1999: 14－48.

[14] 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 Xue-feng, DOU Lin-ming, 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.

[15] 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 Xue-wu, ZHANG Zhong-wen, CAO Rong-ping, 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.

[16] 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 Lin-ming, GONG Si-yuan, et al. Mechanism of rockburst prevention and supporting control technology in roadways[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2010, 27(1): 40－44.

[17] 孙晓明, 何满潮. 深部开采软岩巷道耦合支护数值模拟研究[J]. 中国矿业大学学报, 2005, 34(2): 166－169.
SUN Xiao-ming, HE Man-chao. Numerical simulation research on coupling support theory of roadway within soft rock at depth[J]. **Journal of China University of Mining and Technology**, 2005, 34(2): 166－169..

© 1994-2012 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved. http://www.cnki.net