

DOI: 10.11779/CJGE201508025

冲击地压巷道围岩支护作用动力学分析

唐 治^{1, 2}, 潘一山², 王凯兴²

(1. 辽宁工程技术大学矿山安全技术装备研究院, 辽宁 阜新 123000; 2. 辽宁工程技术大学力学与工程学院, 辽宁 阜新 123000)

摘要: 建立了冲击地压巷道围岩支护作用动力学模型, 模型将上覆岩层简化为由多个质量块组成的块系, 岩块简化为刚体, 岩块间的连接简化为 Kelvin-Voigt 模型, 把支护系统简化为弹簧和耗能阻尼器, 初始岩块受冲击载荷作用。支护系统中阻尼为零时, 为常规支护系统; 支护系统中阻尼大于零时, 为吸能防冲支护系统。分析得出: 加强支护, 提高支护强度, 可以大幅度减少巷道冲击载荷作用下围岩加速度和位移幅值; 支护系统中加入阻尼构件有利于快速平息围岩震动, 增强支护抗冲击载荷能力, 提高巷道围岩稳定性。提出了高强度吸能支护防治巷道冲击地压, 为冲击地压巷道安全防冲支护设计提供理论依据。

关键词: 冲击地压; 动力学模型; 围岩支护; 吸能防冲

中图分类号: TD315 文献标识码: A 文章编号: 1000-4548(2015)08-1532-07

作者简介: 唐 治(1983-), 男, 云南宣威人, 博士, 讲师, 主要从事矿山灾害力学研究。E-mail: tangzhi0127@163.com.

Dynamic analysis of support for surrounding rock of rockburst roadway

TANG Zhi^{1,2}, PAN Yi-shan², WANG Kai-xing²

(1. Technology & Equipment of Coal Mine Safety, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China; 2. School of Mechanics and Engineering, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China)

Abstract: A dynamic model for the support for surrounding rock of rockburst roadway is established. The overlying rock layer is simplified as the block composed of multiple mass blocks, the rock mass simplified as the rigid body, the connection between rocks simplified as the Kelvin-Voigt model, the supporting system simplified as the spring and energy dissipation damper, and the initial rock is subjected to impacting load. The supporting system is a conventional supporting system when the damping is 0. And it is an energy absorption supporting system when damping is greater than 0. The dynamic model is analyzed. The results show that the acceleration and displacement amplitude of the surrounding rock of the roadway under impact loading can be greatly reduced by enhancing support and improving supporting strength. Adding damping component in the supporting system is conducive to quelling the vibration of the surrounding rocks quickly, enhancing the anti-impact capacity of supports and improving the stability of the surrounding rocks. The high strength energy absorption support is put forward to prevent and control the rockburst roadway.

Key words: rockburst; dynamic model; rock support; energy absorption and anti-impact

0 引言

随着煤矿向深部开采, 煤矿冲击地压矿井越来越多, 冲击地压造成的灾害越来越严重。近年来研究发现, 大多数冲击地压发生在巷道中^[1-2]。现有巷道支护方式大多单从加大支护强度入手, 没有从防冲角度进行设计, 没有防冲功能或根据自身强度只能抵抗弱冲击载荷作用, 在强冲击载荷作用下, 表现为突然失稳破坏。这说明现有支护结构的防冲特性较差, 抗冲击载荷能力有限, 不能满足防冲支护发展要求。20世纪50年代于学馥提出轴变理论^[3-4], 20世纪60年代, Rabcewicz^[5]提出“新奥法”(NATM)。近年来, 孙钧等^[6]提出锚喷-弧板支护理论, 董方庭等提出围岩松

动圈理论^[7]。何满潮等^[8]提出关键部位耦合组合支护理论。高明仕等^[9]提出围岩控制的强弱强力学模型。但现有支护理论大多是针对煤岩或矿体-围岩系统在准静态压力下的力学性能研究, 没有对岩体-支护系统进行动力学研究^[10-11]。因此, 建立巷道冲击地压围岩支护作用动力学模型, 对常规支护下支护端岩块动力响应进行动力学分析, 并考虑初始冲击扰动速度、岩层数和支护刚度对其影响; 对吸能支护下支护端岩块动力响应进行理论分析, 并考虑初始冲击扰动速度、

基金项目: 辽宁省教育厅科技研究项目(L2015218); 国家自然科学基金青年项目(51404129; 51204090)

收稿日期: 2014-11-11

岩层厚度和支护阻尼对其影响。为冲击地压巷道安全防冲支护设计提供理论依据。

1 动力学模型建立

基于文献[12~16]研究结果, 即深部巷道上覆岩层是具有非连续自应力构造特性的块系岩体。在块系上覆岩层基础上考虑支护作用, 建立了冲击地压巷道围岩支护作用动力学模型, 如图1。模型将上覆岩层简化为由 n 个质量块组成的块系, 块体质量为 m_i , 岩块简化为刚体, 岩块间的连接简化为 Kelvin-Voigt 模型, 其弹性系数为 k_i , 阻尼系数为 c_i ; 把支护体简化为弹簧系数为 k_n 弹簧和耗能阻尼器 c_n ; 初始岩块 m_1 受冲击地压产生的动力为 $f(t)$ 。当支护体中阻尼为零时, 为常规支护; 当支护体中阻尼大于零时, 为吸能防冲支护。

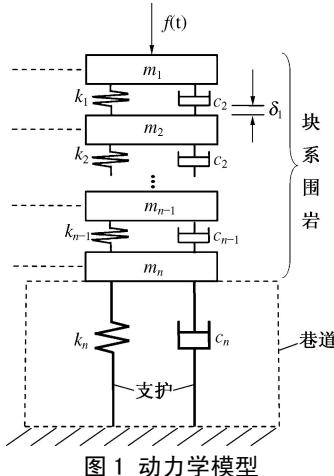


图1 动力学模型

Fig. 1 Dynamic analysis model

由于岩块间的连接简化为 Kelvin-Voigt 黏弹性体, 则在未受冲击扰动时, 块体间的黏弹性体在岩块自身重力作用下会发生一定的变形。设在达到静力平衡时, 由于黏弹性体的变形而使第 i 块岩块产生的位移为 δ_i , 则在冲击扰动 $f(t)$ 作用下, 块系上覆岩层与支护系统的动力响应微分方程为

$$M\ddot{x}(t) + C\dot{x}(t) + K[x(t) + \delta] = Mg + F(t) \quad , \quad (1)$$

式中,

$$M = \begin{bmatrix} m_1 & & & \\ & m_2 & & \\ & & \ddots & \\ & & & m_n \end{bmatrix},$$

$$C = \begin{bmatrix} c_1 - c_1 & & & \\ -c_1(c_1 + c_2) - c_2 & & & \\ & \ddots & \ddots & \\ & & -c_{i-1}(c_{i-1} + c_i) - c_i & \\ & & & \ddots & \ddots & -c_{n-1} \\ & & & & & -c_{n-1} + c_n \end{bmatrix},$$

$$K = \begin{bmatrix} k_1 & -k_1 & & & & \\ -k_1(k_1 + k_2) & -k_2 & & & & \\ & \ddots & \ddots & \ddots & & \\ & & -k_{i-1}(k_{i-1} + k_i) & -k_i & & \\ & & & \ddots & \ddots & -k_{n-1} \\ & & & & -k_{n-1} & (k_{n-1} + k_n) \end{bmatrix}.$$

其中,
 $x = [x_1, \dots, x_n]^T$ 为块系岩体位移向量, $F(t) = [f(t), 0, \dots, 0]^T$ 为外界冲击扰动, $\delta = [\delta_1, \dots, \delta_n]^T$ 为静力平衡时块系岩体间软弱连接介质的位移向量, $g = [g, \dots, g]^T$ 。

根据静力平衡条件有

$$\begin{aligned} m_i g &= k_{i-1}(\delta_i - \delta_{i-1}) - k_i(\delta_{i+1} - \delta_i) \\ &= -k_{i-1} - \delta_{i-1} + (k_{i-1} + k_i)\delta_i - k_i\delta_{i+1}. \end{aligned} \quad (2)$$

将式(2)代入式(1)得

$$M\ddot{x}(t) + C\dot{x}(t) + Kx(t)F(t). \quad (3)$$

引入恒等式

$$M\ddot{x}(t) - M\ddot{x}(t) = 0. \quad (4)$$

将式(3)、(4)合并得

$$\begin{bmatrix} C & M \\ M & 0 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \dot{x} \\ \ddot{x} \end{bmatrix} + \begin{bmatrix} K & 0 \\ 0 & -M \end{bmatrix} \begin{bmatrix} x \\ \dot{x} \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} F(t) \\ 0 \end{bmatrix}. \quad (5)$$

令 $y(t) = \begin{bmatrix} x(t) \\ \dot{x}(t) \end{bmatrix}$, 式(5)为

$$A\dot{y}(t) + By(t) = \tilde{f}(t), \quad (6)$$

式中, $A = \begin{bmatrix} C & M \\ M & 0 \end{bmatrix}$, $B = \begin{bmatrix} K & 0 \\ 0 & -M \end{bmatrix}$, $\tilde{f}(t) = \begin{bmatrix} F(t) \\ 0 \end{bmatrix}$ 。

则在初始冲击载荷 $f(t)$ 扰动下, 式(3)的解为

$$y(t) = [x_1(t), \dots, x_n(t), \dot{x}_1(t), \dots, \dot{x}_n(t)] = \Phi d q_0, \quad (7)$$

式中, Φ 为由状态空间中 $2n$ 阶非对称实矩阵 $B^{-1}A$ 的广义特征向量 ϕ_i 所张成的矩阵, 即 $B^{-1}A\phi_i = \phi_i/\lambda$ 。
 $d = \text{diag}(e^{\lambda_1 t}, e^{\lambda_2 t}, \dots, e^{\lambda_{2n} t})$, λ_i 为广义特征向量 ϕ_i 所对应的特征值; $q_0 = a^{-1}\Phi^T A y(0)$, $y(0)$ 为初始条件, $a = \Phi^T A \Phi = \text{diag}(a_1, a_2, a_{2n})$ 。

因此可得支护端岩块的位移和加速度响应分别为

$$\left. \begin{aligned} y_{n,1} &= [\Phi d q_0]_{n,1}, \\ \ddot{y}_{n,1} &= \frac{d^2[\Phi d q_0]_{n,1}}{dt^2}. \end{aligned} \right\} \quad (8)$$

2 常规支护下支护端岩块动力响应分析

2.1 支护刚度对岩块动力响应影响分析

将上覆岩层简化为由10个岩块(层)组成的块系岩体与支护系统进行动力分析, 参数如下: $m_i = 10 \text{ kg}$ ($i = 1, \dots, 10$), $k_i = 1 \times 10^5 \text{ kg/s}^2$ ($i = 1, \dots, 10$), $c_i = 20 \text{ kg/s}$ ($i = 1, \dots, 9$), $c_{10} = 0 \text{ kg/s}$, 冲击扰动 $f(t)$ 作用下岩块 m_1 的初始扰动速度为 1 m/s 。其中, k_{10} 为支护刚

度, $c_{10} = 0$ 说明支护中不含阻尼 (常规支护)。则支护刚度为 10^5 kg/s^2 时, 常规支护端岩块的位移和加速度响应如图 2。

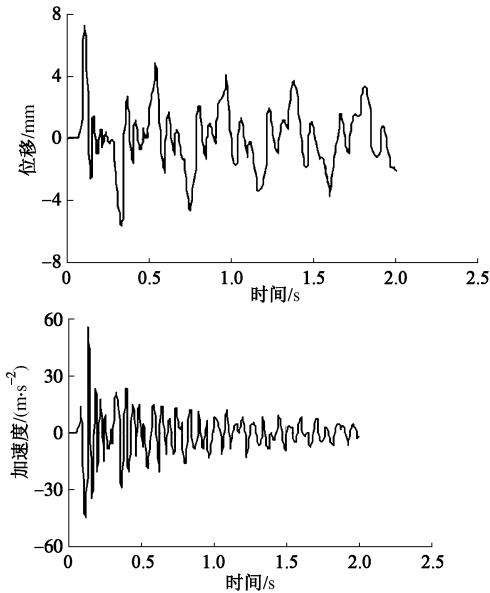
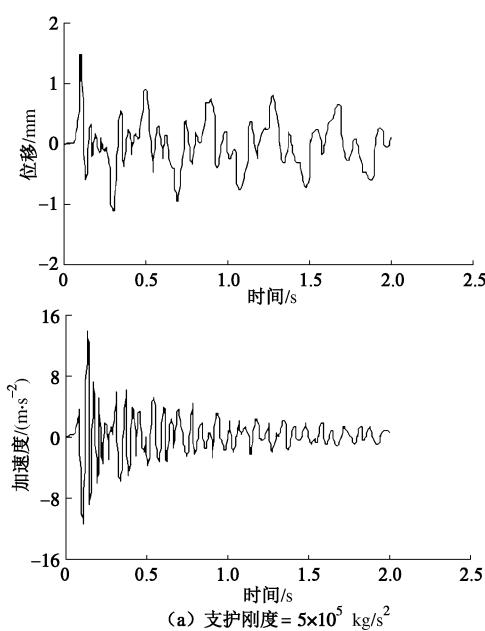


图 2 常规支护下支护端岩块动力响应

Fig. 2 Dynamic response of rock block close to support under general support

从图 2 可知, 在支护刚度为 10^5 kg/s^2 的常规支护作用下, 冲击扰动在非连续自应力块系上覆层体中传播时, 支护端岩块的位移和加速度响应幅值均呈现周期性衰减, 且位移和加速度响应幅值均有指数递减规律。位移响应最值为 7.3, -5.6 mm; 加速度响应最值为 55.4, -44.3 m/s^2 。

当支护刚度 k_{10} 取 5×10^5 , 1×10^6 , $2 \times 10^6 \text{ kg/s}^2$ 时, 即支护刚度为 10^5 kg/s^2 的 5 倍、10 倍和 20 倍时, 不同支护刚度下支护端岩块的位移和加速度响应见图 3。



(a) 支护刚度 = $5 \times 10^5 \text{ kg/s}^2$

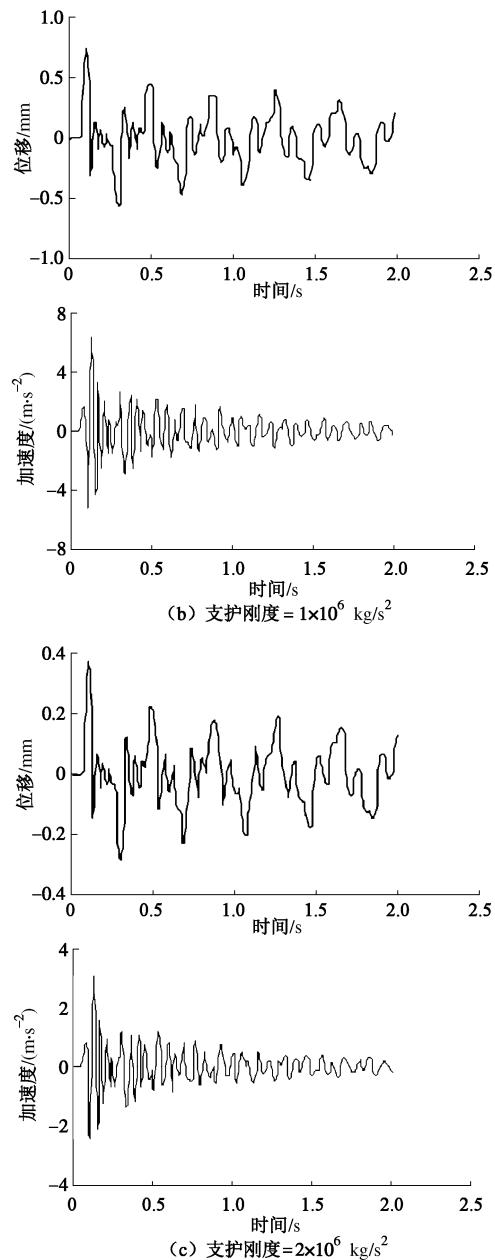


图 3 支护刚度对支护端岩块动力响应影响
Fig. 3 Effect of support elasticity on dynamic response of rock block close to support

从图 3 可知, 冲击扰动在非连续自应力块系上覆岩层中传播时, 支护端岩块的位移和加速度响应变化趋势均与支护刚度无关, 即幅值均呈现周期性衰减且有指数递减规律, 但位移和加速度响应幅值均与支护刚度变化有关。当支护刚度为 $5 \times 10^5 \text{ kg/s}^2$ 时, 支护端岩块的位移最值为 1.5, -1.1 mm; 加速度最值为 13.4, -11.4 m/s^2 。当支护刚度为 $1 \times 10^6 \text{ kg/s}^2$ 时, 位移最值为 0.8, -0.6 mm; 加速度最值为 6.3, -5.1 m/s^2 。当支护刚度为 $2 \times 10^6 \text{ kg/s}^2$ 时, 位移最值为 0.4, -0.3 mm; 加速度最值分别为 3.0, -2.4 m/s^2 。

在相同冲击扰动下, 当支护刚度增加为 10^5 kg/s^2 的 5 倍、10 倍和 20 倍时, 支护端岩块的位移幅值分

别下降 80%, 90% 和 95%; 支护端岩块的加速度幅值分别下降 76%, 89% 和 95%。这说明支护刚度为原来的 5 倍时, 支护端岩块的位移和加速度幅值下降明显, 再进一步增大支护刚度时, 支护刚度对支护端岩块的位移和加速度幅值下降, 但下降幅度减小。因此, 提高支护刚度是解决冲击地压问题的一种有效途径。

2.2 岩层数对岩块动力响应影响分析

为得出岩层数对支护端岩块动力响应影响规律, 将相同高度的上覆岩层分别简化为由 5, 10, 20 个岩块(层)组成的块系岩体与支护系统进行动力分析, 参数如下: 5, 10, 20 个岩块的质量为 20, 10, 5 kg, $k_i = 1 \times 10^5 \text{ kg/s}^2$, $c_i = 20 \text{ kg/s}$ (支护阻尼为 0), 冲击扰动 $f(t)$ 作用下岩块 m_i 的初始扰动速度为 1 m/s, 支护刚度为 10^5 kg/s^2 , 则不同岩层数下常规支护端岩块的位移和加速度响应如图 2, 4。

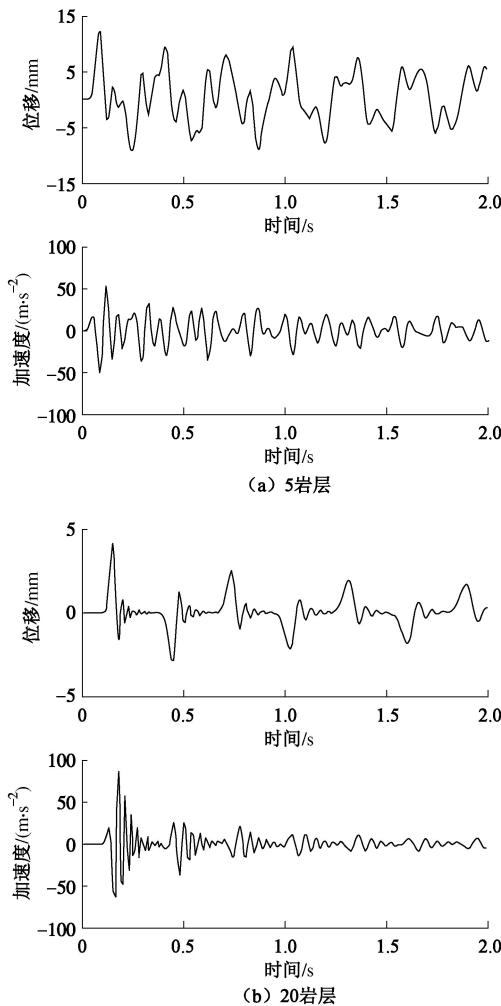


图 4 岩层数对支护端岩块动力响应影响

Fig. 4 Effect of stratum on dynamic response of rock block close to support

从图 2, 4 可知, 冲击扰动在非连续自应力块系上覆岩层中传播时, 支护端岩块的位移和加速度响应变化大致趋势均与岩层数无关。位移和加速度响应幅值

均与上覆岩层数相关。当上覆岩层数为 5, 10, 20 层时, 支护端岩块的位移最值分别为 11.9, 7.3, 4.2 mm, 支护端岩块的加速度最值分别为 $57.1, 55.4, 42.8 \text{ m/s}^2$ 。支护端岩块的加速度响应时间随上覆岩层数增加明显减小。

在相同冲击扰动下, 当上覆岩层数增加为 5 层的 2 倍、4 倍时, 支护端岩块的位移幅值分别下降 39%, 65%; 支护端岩块的加速度幅值分别下降 3%, 25%。这说明增加上覆岩层数可有效降低支护端岩块的位移和加速度, 且岩层数对岩块的位移影响较大。因此, 在煤岩层割缝, 破坏煤岩层结构也是解决冲击地压问题的一种有效途径。

2.3 冲击扰动速度对岩块动力响应影响分析

为得出冲击扰动速度对支护端岩块动力响应影响规律, 冲击扰动 $f(t)$ 作用下岩块 m_i 的初始扰动速度分别取 1, 2, 3 m/s。将上覆岩层简化为由 10 个岩块组成的块系岩体与支护系统进行动力分析, 参数如下: $m_i = 10 \text{ kg} (i=1, \dots, 10)$, $k_i = 1 \times 10^5 \text{ kg/s}^2 (i=1, \dots, 10)$, $c_i = 20 \text{ kg/s} (i=1, \dots, 9)$, $c_{10} = 0 \text{ kg/s}$ (常规支护)。则支护刚度为 10^5 kg/s^2 的常规支护下, 不同冲击扰动速度下支护端岩块的位移和加速度响应如图 2, 5。

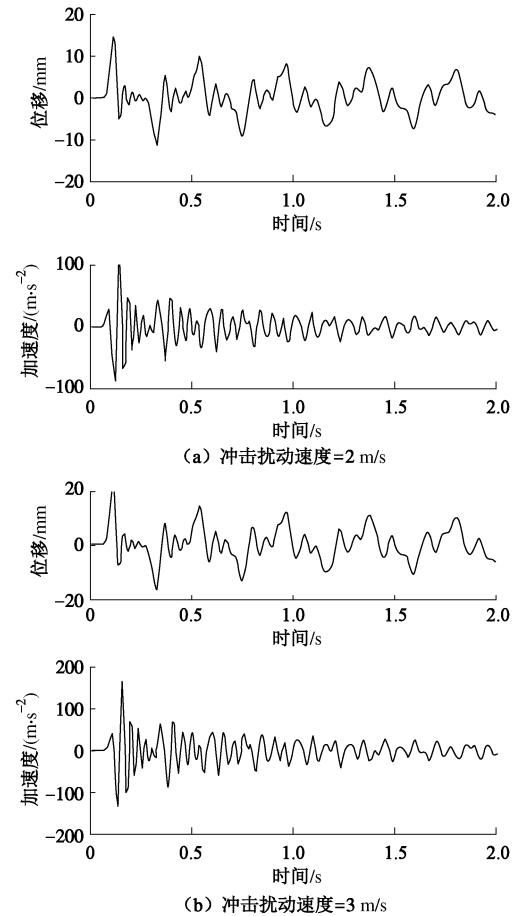


图 5 冲击扰动速度对支护端岩块动力响应影响

Fig. 5 Effect of disturbance velocity on dynamic response of rock block close to support

从图 2, 5 可知, 冲击扰动在非连续自应力块系上覆岩层中传播时, 不同冲击扰动速度下支护端岩块的位移和加速度响应变化趋势相同。但位移和加速度响应幅值大不相同。当冲击扰动速度为 1, 2, 3 m/s 时, 支护端岩块的位移最值为 7.3, 14.5, 21.8 mm, 支护端岩块的加速度最值为 55.4, 111, 166 m/s²。

当冲击扰动速度为 2, 3 m/s 时, 支护端岩块的位移幅值比冲击扰动速度为 1 m/s 时分别增加 99%, 199%; 支护端岩块的加速度幅值分别增加 100%, 200%。这说明支护端岩块的位移幅值和加速度幅值均与冲击扰动速度有较好的线性关系。

3 吸能支护下支护端岩块动力响应分析

3.1 支护阻尼对岩块动力响应影响分析

为分析吸能支护下支护阻尼对支护端岩块位移和加速度的动力响应, 将上覆岩层简化为由 10 个岩块组成的块系岩体与支护系统进行动力分析, 参数如下: $m_i = 10 \text{ kg}$ ($i = 1, \dots, 10$), $k_i = 1 \times 10^5 \text{ kg/s}^2$ ($i = 1, \dots, 10$), $c_i = 20 \text{ kg/s}$ ($i = 1, \dots, 9$), 冲击扰动 $f(t)$ 作用下岩块 m_1 的初始扰动速度为 1 m/s, 支护阻尼分别取 0, 800, 1600 kg/s。则在不同支护阻尼的吸能支护下, 支护端岩块的位移和加速度响应如图 2, 6。

从图 2, 6 可知: ①当支护阻尼为 800 kg/s 时, 支护端岩块的位移最值为 5.5, -3.5 mm; 加速度最值为 27.4, -28.5 m/s²。当支护阻尼为 1600 kg/s 时, 位移最值为 4.6, -2.9 mm; 加速度最值为 17.2, -20.9 m/s²。当支护阻尼为 0 kg/s 时, 支护端岩块的位移响应最值为 7.3, -5.6 mm; 加速度响应最值为 55.4, -44.3 m/s²。在相同冲击扰动下, 支护阻尼为 800, 1600 kg/s 时, 支护端岩块的位移幅值比常规支护下分别下降 25%, 40%, 支护端岩块的加速度幅值分别下降 50%, 69%, 支护阻尼对支护端岩块加速度响应影响明显大于对支护端岩块位移的影响。②常规支护下支护端岩块加速度响应时间为 2 s 以上; 而支护阻尼为 800, 1600 kg/s 时, 支护端岩块加速度响应时间分别为 0.7, 0.5 s, 分别只是常规支护的 35%, 25%。吸能支护岩块加速度响应时间明显小于常规支护。这说明吸能支护能有效抑制冲击扰动。

通过上述理论分析可知, 在支护中附加阻尼耗能构件能快速止息岩体震动并耗散冲击能量。因此, 在常规支护的基础上附加阻尼耗能构件形成吸能支护将有利于控制围岩在冲击扰动下的稳定性。

3.2 岩层数对岩块动力响应影响分析

为得出岩层数对吸能支护下支护端岩块动力响应影响规律, 将相同高度的上覆岩层分别简化为由 5,

10, 20 个岩块组成的块系岩体与支护系统进行动力分析, 参数如下: 5, 10, 20 个岩块的质量分别为 20, 10, 5 kg, $k_i = 1 \times 10^5 \text{ kg/s}^2$, $c_i = 20 \text{ kg/s}$, 冲击扰动 $f(t)$ 作用下岩块 m_1 的初始扰动速度为 1 m/s, 支护刚度为 10^5 kg/s^2 , 支护阻尼为 800 kg/s。则不同岩层数下吸能支护端岩块的位移和加速度响应如图 6 (a)、图 7。

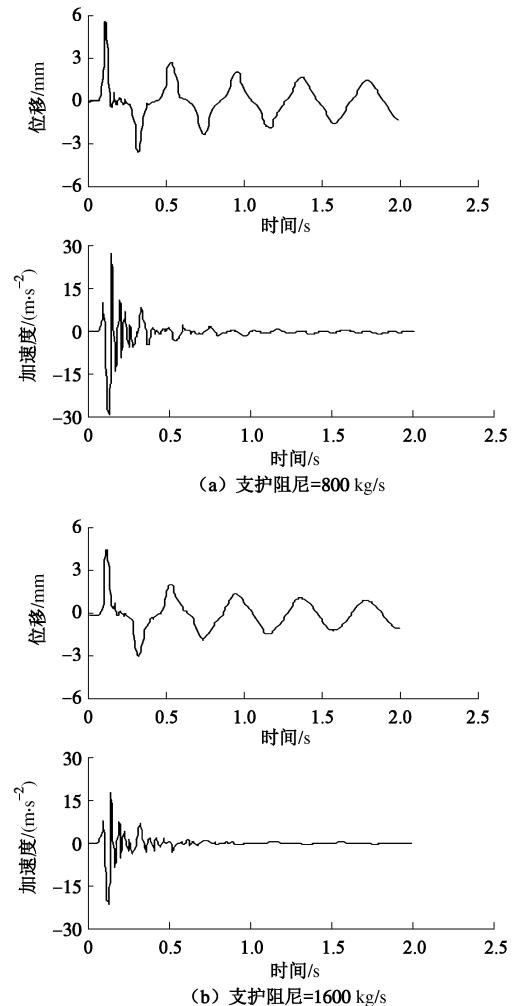


图 6 支护阻尼对支护端岩块动力响应

Fig. 6 Effect of damping on dynamic response of rock block close to support

从图 6 (a)、图 7 可知, 冲击扰动在非连续自应力块系上覆岩层中传播时, 上覆岩层数为 5, 10, 20 时, 吸能支护端岩块的位移最值分别为 9.7, 5.5, 3.1 mm; 支护端岩块的加速度最值分别为 29.1, 28.5, 21.2 m/s²; 支护端岩块的加速度响应时间随上覆岩层数增加明显减小。

在相同冲击扰动下, 当上覆岩层数增加为 5 层的 2 倍、4 倍时, 支护端岩块的位移幅值分别下降 43%, 68%; 支护端岩块的加速度幅值分别下降 2%, 27%。这说明增加上覆岩层数可有效降低支护端岩块的位移和加速度, 且岩层数对岩块的位移影响较为明显。因此, 在煤岩层割缝, 破坏煤岩层结构也是解决冲击地

压问题的一种途径。

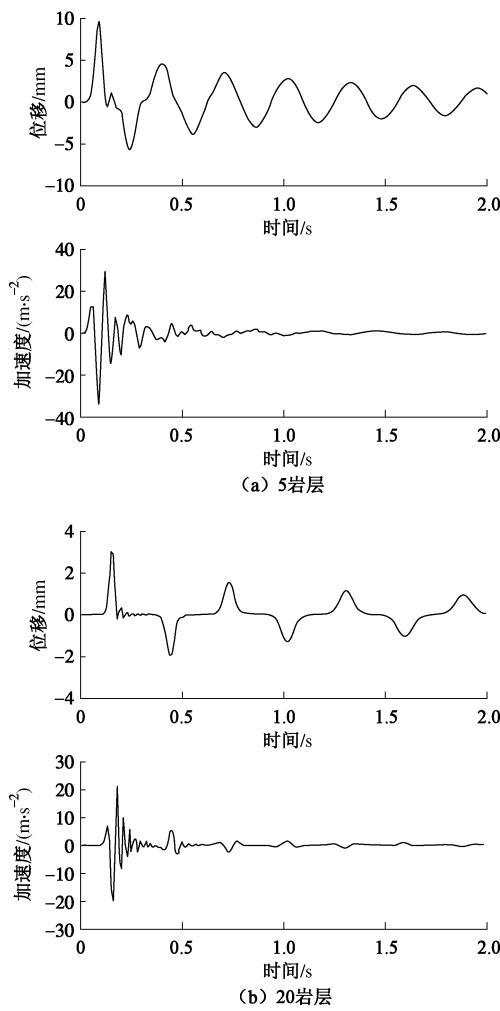


图 7 岩层数对支护端岩块动力响应影响

Fig. 7 Effect of stratum on dynamic response of rock block close to support

3.3 冲击扰动速度对岩块动力响应影响分析

为得出冲击扰动速度对吸能支护端岩块动力响应影响规律, 冲击扰动 $f(t)$ 作用下岩块 m_i 的初始扰动速度分别取 1, 2, 3 m/s。将上覆岩层简化为由 10 个岩块组成的块系岩体与支护系统进行动力分析, 参数如下: $m_i = 10 \text{ kg}$ ($i = 1 \dots 10$), $k_i = 1 \times 10^5 \text{ kg/s}^2$, $c_i = 20 \text{ kg/s}$, 支护刚度为 10^5 kg/s^2 , 支护阻尼为 800 kg/s 。不同冲击扰动速度下支护端岩块的位移和加速度响应如图 6 (a) 和图 8。

从图 6 (a) 和图 8 可知, 冲击扰动在非连续自应力块系上覆岩层中传播时, 冲击扰动速度为 1, 2, 3 m/s 时, 支护端岩块的位移最值分别为 5.5, 11.0, 16.6 mm, 支护端岩块的加速度最值分别为 $28.5, 54.8, 82.3 \text{ m/s}^2$ 。

当冲击扰动速度为 2, 3 m/s 时, 支护端岩块的位移幅值比冲击扰动速度为 1 m/s 时分别增加 100%, 202%; 支护端岩块的加速度幅值分别增加 92%, 188%。这说明, 随冲击扰动速度增加, 支护端岩块的

位移幅值和加速度幅值均线性增加。但冲击扰动速度对加速度响应时间没有影响。

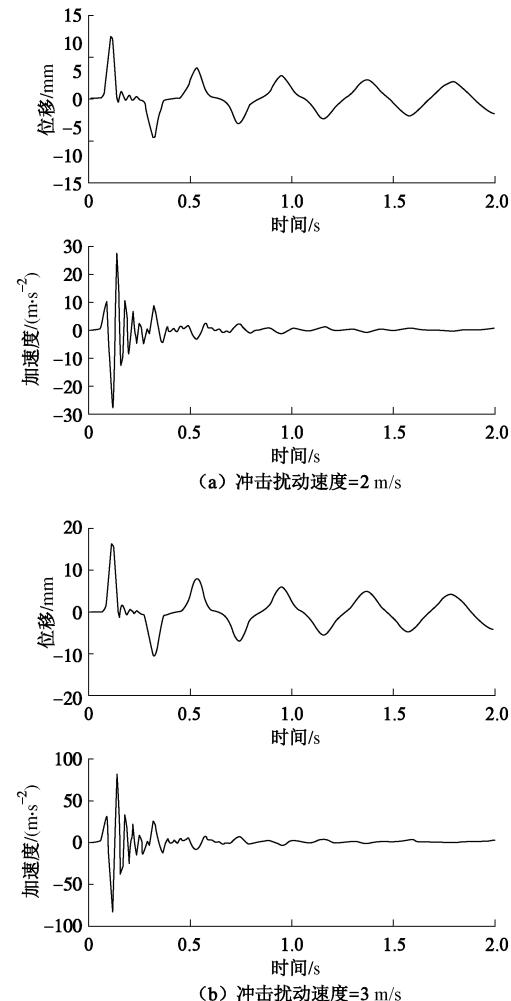


图 8 冲击扰动速度对支护端岩块动力响应影响

Fig. 8 Effect on disturbance velocity to dynamic response of rock block close to support

4 结 论

(1) 建立了冲击地压巷道围岩支护作用动力学模型, 动力学模型将上覆岩层简化为由多个质量块组成的块系, 岩块简化为刚体, 岩块间的连接简化为 Kelvin-Voigt 模型, 把支护系统简化为弹簧和耗能阻尼器, 初始岩块受冲击载荷作用。支护系统中阻尼为零时, 为常规支护系统; 支护系统中阻尼大于零时, 为吸能防冲支护系统。

(2) 加强支护, 提高支护强度, 可以大幅度减少巷道冲击载荷作用下围岩加速度幅值大小, 说明提高支护强度是防治冲击地压的一种有效方法。

(3) 在冲击载荷作用下, 吸能支护巷道变形响应时间比常规支护下大幅度减少, 支护系统中加入阻尼构件有利于快速平息围岩震动、增强支护的抗冲击扰动能力、提高巷道围岩稳定性, 说明支护系统中加入

阻尼构件是防治冲击地压的一种有效方法。

因此,提出了高强度吸能支护防治冲击地压,为冲击地压巷道安全防冲支护设计提供理论依据。

参考文献:

- [1] 潘一山, 李忠华, 章梦涛. 我国冲击地压分布、类型、机制及防治研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(11): 1844 - 1851. (PAN Yi-shan, LI Zhong-hua, ZHANG Meng-tao. Distribution, type, mechanism and prevention of rockburst in China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(11): 1844 - 1851. (in Chinese))
- [2] 姜红兵, 王黑丑. 义马跃进煤矿冲击地压发生原因分析[J]. 煤炭技术, 2008, 27(13): 161 - 162. (JIANG Hong-bing, WANG Hei-chou. Yima Yuejin Mine rockburst occurred analysis[J]. Coal Technology, 2008, 27(13): 161 - 162. (in Chinese))
- [3] 于学馥, 乔 端. 轴变论和围岩稳定轴比三规律[J]. 有色金属, 1981, 33(3): 8 - 14. (YU Xue-fu, QIAO Duan. Axial deformation theory and the stability of surrounding rock three rules of axial ratio[J]. Nonferrous Metals, 1981, 33(3): 8 - 14. (in Chinese))
- [4] 付 强, 李晓云. 软岩巷道支护理论研究与发展[J]. 矿业安全与环保, 2007, 34(2): 70 - 72. (FU Qiang, LI Xiao-yun. Research and development on the support of soft rock roadway in coal mine[J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2007, 34(2): 70 - 72. (in Chinese))
- [5] RABCEWICZ L V. The new Austrian tunnelling method[J]. Water Power, 1964, 17(1): 511 - 515.
- [6] 孙 钧. 对开展高地应力区岩性特征及隧洞围岩稳定研究的认识[J]. 岩石力学与工程学报, 1988, 7(2): 185 - 188. (SUN Jun. The understanding to develop the high stress zone lithology and tunnel surrounding rock stability[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1988, 7(2): 185 - 188. (in Chinese))
- [7] 董方庭, 宋宏伟, 郭志宏, 等. 巷道围岩松动圈支护理论[J]. 煤炭学报, 1994, 19(1): 21 - 31. (DONG Fang-ting, SONG Hong-wei, GUO Zhi-hong, et al. Roadway support theory based on broken rock zone[J]. Journal of China Coal Society, 1994, 19(1): 21 - 31. (in Chinese))
- [8] 何满潮, 齐 干. 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. 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. (in Chinese))
- [9] 高明仕, 窦林名. 冲击矿压巷道围岩控制的强弱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. 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. (in Chinese))
- [10] 钱七虎. 深部地下空间开发中的关键科学问题[C]// 第230次香山科学会议——深部地下空间开发中的基础研究关键技术问题. 北京, 2004. (QIAN Qi-hu. The key problems of underground space development in deep[C]// The Key Technical Problems of Base Research in Deep Underground Space Development the 230th Xiangshan Science Conference. Beijing, 2004. (in Chinese))
- [11] 王明洋, 戚承志, 钱七虎. 深部岩体块系介质变形与运动特性研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(16): 2825 - 2830. (WANG Ming-yang, QI Cheng-zhi, QIAN Qi-hu. Study on deformation and motion characteristics of blocks in deep rock mass[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16): 2825 - 2830. (in Chinese))
- [12] SADOVSKY M A. Natural lumpiness of rocks[J]. Dokl AN SSSR, 1979, 247(4): 21 - 29.
- [13] ALEKSANDROVAN I, SHERE N. Modeling of wave propagation in block media[J]. Journal of Mining Science, 2004, 40(6): 579 - 587.
- [14] ALEKSANDROVA N I, CHERNIKOV A G, SHER E N. On attenuation of pendulum-type waves in a block rock mass[J]. Journal of Mining Science, 2006, 42(5): 468 - 475.
- [15] ALEKSANDROVA N I, SHER E N, CHERNIKO A G. Effect of viscosity of partings in block-hierarchical media on propagation of low frequency pendulum waves[J]. Journal of Mining Science, 2008, 44(3): 225 - 234.
- [16] 潘一山, 肖永惠, 李忠华, 等. 冲击地压矿井巷道支护理论研究及应用[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 222 - 228. (PAN Yi-shan, XIAO Yong-hui, LI Zhong-hua, et al. Study of tunnel support theory of rockburst in coal mine and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 222 - 228. (in Chinese))