杜荣杰,王卫军,袁超,等. 揭穿煤层前巷道围岩耗散能突变判别方式及稳定性分析[J]. 湖南科技大学学报(自然科学版), 2024, 39(3):1-10. doi:10.13582/j.cnki.1672-9102.2024.03.001

DU R J, WANG W J, YUAN C, et al. Debunks Sudden Discrimination Method and Stability Analysis of Dissipative Energy in Roadway Surrounding Rock in Front of Coal Seam [J]. Journal of Hunan University of Science and Technology (Natural Science Edition), 2024, 39(3):1-10. doi:10.13582/j.cnki.1672-9102.2024.03.001

揭穿煤层前巷道围岩耗散能突变判别方式及 稳定性分析

杜荣杰,王卫军*,袁超,范磊,马谕杰,苏小伟

(湖南科技大学资源环境与安全工程学院,湖南 湘潭 411201)

摘 要:以湖南坦家冲煤矿-80m北石门作为工程案例,基于能量原理和尖点突变理论,构建以巷道围岩总耗散能作为变 量的耗散能突变判别准则,分析巷道围岩的耗散能演化过程,提出耗散能突变特征值Δ.研究发现:当Δ>0时,巷道围岩稳 定;当Δ<0时,巷道围岩进入失稳状态;Δ=0时,围岩处于临界失稳状态,此时围岩极易受到扰动从稳定状态变为失稳状态. 基于巷道变形破坏特征及耗散能演化特征,提出"全断面高强度树脂锚杆+锚网喷+高强弹性锚索"联合支护方式,工程实 践结果表明:该联合支护方式能够有效地保持巷道围岩的稳定性.

关键词:能量守恒原理;突变理论;耗散能;围岩控制

中图分类号:TD311 文献标志码:A 文章编号:1672-9102(2024)03-0001-10

Debunks Sudden Discrimination Method and Stability Analysis of Dissipative Energy in Roadway Surrounding Rock in Front of Coal Seam

DU Rongjie, WANG Weijun, YUAN Chao, FAN Lei, MA Yujie, SU Xiaowei

(College of Resources, Environment and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China)

Abstract: Taking the -80 m North Stone Gate of Tanjiachong Coal Mine in Hunan Province as the engineering case, based on the energy principle and the cusp mutation theory, a criterion for sudden change of dissipative energy is established, which takes the total dissipative energy of roadway surrounding rock as variable. The evolution process of dissipative energy of roadway surrounding rock is analyzed, and the sudden change characteristic value Δ is proposed. It is found that the surrounding rock is stable when $\Delta > 0$. When $\Delta < 0$, the surrounding rock of roadway enters the unstable state. When $\Delta = 0$, the surrounding rock is in the critical instability state, and the surrounding rock is easily disturbed from the stable state to the unstable state. Based on the deformation and failure characteristics of roadway and the evolution characteristics of dissipated energy, the combined support method of "full section high-strength resin bolt+anchor net spray+high-strength elastic anchor cable" is proposed. The engineering practice results show that the combined support method can effectively maintain the stability of roadway surrounding rock.

Keywords: energy conservation principle; mutation theory; dissipated energy; surrounding rock control

收稿日期:2024-03-10

基金项目:国家自然科学基金资助项目(52274080)

^{*}通信作者,E-mail:wjwang@hnust.edu.cn

(1)

近年来,随着煤炭开采逐渐向深部延伸,开采强度也在不断增大,深部煤炭资源开采面临众多安全问题.从能量的视角分析巷道开挖过程中的围岩变形演化时空特征以及破坏形式,逐渐得到国内外工程界的高度重视,在岩石能量演化机制以及岩石失稳机理方面,前人已开展了大量研究工作.王泽等^[1]通过真三 轴流固耦合试验系统对砂岩进行真三轴加卸载试验,研究不同最小主应力方向卸载速率对砂岩试件的力 学行为和能量演化特性的影响;TU等^[2]根据能量守恒原理,分析了边坡工程中岩体破坏的能量机制,提 出新的失稳判据;谢和平等^[3-5]通过一系列实验发现了岩石破坏过程中能量释放规律,揭示了其内在能量 耗散机制;王猛等^[6]通过能量守恒和有限差分理论,推导出能量耗散有限差分方程式,揭示了工程岩体峰 后变形破坏全过程耗散能演化特征与分配规律;于辉等^[7]基于离散元软件,重现巷道开挖围岩应力重分 布过程,揭示了巷道开挖扰动围岩的力学响应特征和破坏机制;张英等^[8-10]运用 PFC 软件,揭示了巷道细 观层面的演化规律及转化特征.

在巷道围岩控制方面,国内外学者也取得了大量的科研成果.王卫军等^[11-13]通过分析蝶形塑性区的 形成机制以及影响因素,认为控制塑性区恶性扩展能有效维持巷道围岩的稳定,并依据蝶形塑性区的特 点,提出"差异化支护"为核心的巷道支护方案,并应用于现场实际,取得了较好的围岩控制效果;袁超 等^[14-15]通过理论分析、数值计算以及现场实践相结合的方法,揭示了支护阻力对围岩塑性区半径、围岩连 续性变形的影响十分有限,并指出软岩巷道的支护应充分发挥支护结构的支护作用与适应性,在整体加固 的同时,对敏感部位进行加强支护;FAN 等^[16-17]阐明了深部软岩巷道围岩大变形机理,并针对非稳定塑性 区有针对性地提出相应支护方案,取得良好的效果.

目前着重于工程岩体受扰动而造成能量机制的改变,从而发生工程岩体失稳破坏,尚缺少高瓦斯矿井的巷道掘进过程中,巷道围岩能量机制的改变而发生围岩失稳的判定方法.因此,基于能量守恒原理,利用 FLAC^{3D}有限差分软件将巷道围岩总耗散能公式编入其中,从而得到巷道围岩的能量演化机制,并运用突 变理论进行分析,得到巷道围岩耗散能突变判别准则,从而判定巷道在掘进过程中围岩的稳定性.以坦家 冲煤矿-80 m 北石门为例,通过能量耗散突变与塑性区演化分析阐述了巷道掘进过程中围岩的失稳破坏 机制,为预防高瓦斯矿井巷道掘进过程中出现局部围岩失稳现象提供一定的理论支持.

1 巷道揭煤条件下围岩耗散能计算

巷道围岩在掘进过程中,原岩应力被破坏,在巷道围岩周围形成应力的重分布,巷道围岩在多种因素的作用下产生变形失稳,整个过程中,由于巷道围岩整体能量遵循能量守恒定律^[2],使得巷道围岩系统与外部环境处于动态能量守恒的能量场中,外界对巷道围岩系统的能量输入,即外界环境通过力、温度等因素对巷道围岩整体的约束,一部分转化为巷道围岩岩土体储存的弹性应变能储存在岩土体当中,另一部分能量以巷道围岩产生内部损伤破裂、热交换、电磁辐射等形式释放出去.将外界输入巷道围岩系统的总能量称为ΔU,储存的弹性应变能称为ΔU^e,以内部损伤破裂、热交换、电磁辐射产生的能量称为耗散能ΔU^d.

 $\Delta U = \Delta U^{\rm e} + \Delta U^{\rm d}.$

巷道围岩系统的耗散能.

在进行 FLAC^{3D}有限元软件进行计算时,只考虑岩石所受的应力与瓦斯所输入的能量,对于巷道围岩, 外界输入的总能量近似等于地应力对巷道围岩的能量输入与瓦斯压力对巷道围岩的能量输入之和.即 式(1)可改写成:

 $\Delta U^{\rm P} + \Delta U^{\rm F} = \Delta U^{\rm e} + \Delta U^{\rm d}.$ (2) 式中: $\Delta U^{\rm P}$ 为地应力输入能量; $\Delta U^{\rm F}$ 为瓦斯压力输入能量; $\Delta U^{\rm e}$ 为巷道围岩系统储存的弹性应变能; $\Delta U^{\rm d}$ 为

假定围岩处于三向受力状态,主应力空间内岩石单元体内地应力输入的能量和系统储存的弹性应变 能可由式(3)和式(4)计算.

$$\Delta U^{P} = \frac{v_{1}}{2E} [\sigma_{1}^{2} + \sigma_{2}^{2} + \sigma_{3}^{2} - 2v(\sigma_{1}\sigma_{2} + \sigma_{1}\sigma_{3} + \sigma_{2}\sigma_{3})]; \qquad (3)$$

$$\Delta U^{e} = \frac{v_{l}}{2E} \left[\sigma_{1}^{'2} + \sigma_{2}^{'2} + \sigma_{3}^{'2} - 2v(\sigma_{1}^{'}\sigma_{2}^{'} + \sigma_{1}^{'}\sigma_{3}^{'} + \sigma_{2}^{'}\sigma_{3}^{'}) \right].$$
(4)

式中: σ_i 为未开挖的3个主应力; σ'_i 为开挖后地应力平衡的3个主应力;E为弹性模量; v_l 为单元体体积; v为泊松比.

由于煤矿瓦斯对巷道围岩的影响是接近于恒温的过程,因此瓦斯压力所输入巷道围岩的能量可由 式(5)计算.

$$W_{\rm p} = \frac{1 \times 10^3 p_0 V}{\alpha - 1} \left[\left(\frac{p}{p_0} \right)^{\frac{\alpha - 1}{\alpha}} - 1 \right].$$
(5)

式中:V为瓦斯突出体积(在 p_0 状态下),m³/t; α 为多变指数,取 α =1.002; p_0 为煤抛出后的环境瓦斯压力,MPa;p为突出煤层瓦斯压力,MPa.

将式(3)~式(5)代入式(2)可得到系统的总耗散能的 ΔU^{d} .

$$\Delta U^{d} = \frac{v_{l}}{2E} \left\{ \begin{bmatrix} \sigma_{1}^{2} + \sigma_{2}^{2} + \sigma_{3}^{2} - 2v(\sigma_{1}\sigma_{2} + \sigma_{1}\sigma_{3} + \sigma_{2}\sigma_{3}) \end{bmatrix} - \frac{1 \times 10^{3} p_{0} V}{\alpha - 1} \begin{bmatrix} \left(\frac{p}{p_{0}}\right)^{\frac{\alpha - 1}{\alpha}} - 1 \end{bmatrix} \right\}.$$
 (6)

2 巷道围岩耗散能突变状态判别方程

巷道围岩在掘进过程中,原有的应力平衡会被打破而形成应力场的重分布,整个过程中,巷道围岩会 由于受掘进的影响造成巷道围岩变形甚至发生破坏^[18].耗散理论认为,巷道围岩作为一个整体,属于非线 性开放系统,在开挖过程中发生的变形与破坏是能量耗散的结果.

根据突变理论,将巷道围岩的总耗散能 ΔU^d 与演化时间 t 的关系拟合成函数并转化为尖点突变理论的势函数,通过其分叉集方程来确定巷道围岩的稳定性状态.

巷道围岩在掘进k m 后,设总耗散能 ΔU^{d} 的表达式为

$$\Delta U^{\mathrm{d}} = \sum_{u=1}^{N} \Delta U^{\mathrm{du}}(t_i).$$
⁽⁷⁾

式中:N为演化时间为 t_i 时巷道围岩塑性单元总数; $\Delta U^{du}(t)$ 为演化时间为 t_i 时塑性单元的总耗散能量的 增量.

根据文献[18],设 $\Delta U^{du}(t_i) = f(d)$,其中 t_i 为巷道围岩在每次掘进时的能量演化时间,d为有限元模 拟软件在每次掘进过程中的时间步长.对多项式 ΔU 进行泰勒展开,截取至前5项可得

$$\Delta U^{d}(t_{i}) = f(d) = \alpha_{0} + \alpha_{1}d + \alpha_{2}d^{2} + \alpha_{3}d^{3} + \alpha_{4}d^{4} + \alpha_{5}d^{5}.$$
(8)

式中: $\alpha_i = \frac{\partial^i f}{\partial t^i f}\Big|_{t=0}$, 可利用 MATLAB 软件对巷道围岩每次掘进时的总耗散能增量 $\Delta U^d(t_i)$ 与 t 的关系进行

函数拟合,化为如式(8)所示的多项式.

对式(8)进行求导可得

$$\Delta U'_{d}(t_{i}) = f'(t) = \alpha_{1} + 2\alpha_{2}t + 3\alpha_{3}t^{2} + 4\alpha_{4}t^{3} + 5\alpha_{5}t^{4}.$$
(9)

 $\lceil a \rceil$

根据 Tschirnhaus 转换^[19], 令 t=m-n, $n=a_4/a_5$, 并经过矩阵变化,

$$\begin{bmatrix} b_0 \\ b_1 \\ b_2 \\ b_4 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 5n^4 & -4n^4 & 3n^4 & -2n^4 & 1 \\ -20n^4 & 12n^4 & -6n^4 & 2 & 0 \\ 30n^4 & -12n^4 & 3 & 0 & 0 \\ 5 & 0 & 0 & 0 & 0 \end{bmatrix} \cdot \begin{bmatrix} a_5 \\ a_4 \\ a_3 \\ a_2 \\ a_1 \end{bmatrix}$$
(10)

消去式(9)的三次项,可得

$$\Delta U'_{d}(k_{i}) = b_{0} + b_{1}m + b_{2}m^{2} + b_{4}m^{4}.$$
(11)
其中

$$b_{0} = 5a_{5}n^{4} - 4a_{4}n^{3} + 3a_{3}n^{2} - 2a_{2}n + a_{1};$$

$$b_{1} = -20a_{5}n^{3} + 12a_{4}n^{2} - 6a_{3}n + 2a_{2};$$

$$b_{2} = 30a_{5}n^{2} - 12a_{4}n + 3a_{3};$$

$$b_{4} = 5a_{5}.$$

$$\Leftrightarrow$$

$$m = \sqrt[4]{\frac{1}{4|b_{4}|}r}.$$
(12)

$$U = \begin{cases} \frac{1}{4}r^{4} + \frac{b_{2}}{2\sqrt{|b_{4}|}}r^{2} + \frac{b_{1}}{\sqrt[4]{\sqrt{|b_{4}|}}}r + b_{0}, \quad b_{4} > 0; \\ -\frac{1}{4}r^{4} + \frac{b_{2}}{2\sqrt{|b_{4}|}}r^{2} + \frac{b_{1}}{\sqrt[4]{\sqrt{|b_{4}|}}}r + b_{0}, \quad b_{4} < 0. \end{cases}$$
(14)

式中:U为尖点突变理论势函数;r为状态变量;u,v为控制变量;b₀为与势函数突变特征的无关项.

$$u = \frac{b_2}{\sqrt{|b_4|}}; \quad v = \frac{b_1}{\sqrt[4]{4|b_4|}}.$$
 (15)

根据尖点突变理论,r为状态变量,对总势函数 U 进行求导,得到巷道围岩定性的能量耗散分析的平 衡曲面为

$$\frac{\partial U}{\partial r} = \begin{cases} r^3 + ur + v = 0; \\ -r^3 + ur + v = 0. \end{cases}$$
(16)

由突变理论 $\frac{\partial^2 U}{\partial r^2} = 0$ 可知,突变理论的突变点奇点集满足

$$\frac{\partial^2 U}{\partial r^2} = \begin{cases} 3r^2 + u = 0; \\ -3r^2 + u = 0. \end{cases}$$
(17)

尖点突变理论模型的分叉集方程的标准形式为

$$\Delta = 4m^3 + 27n^2 = 0. \tag{18}$$

式中:m,n为无量纲控制变量.

将式(16)和式(17)联立消去r,可得到巷道围岩在掘进k_im时其耗散能突变特征值Δ.

$$\Delta = 4u^3 + 27v^2 = 0. \tag{19}$$

式中:u,v可由式(16)和式(17)计算求得.

根据突变理论,可通过分叉集 Δ 的变化来判别巷道围岩在掘进 k_i m 时的稳定性,即为巷道围岩的能 量耗散突变判别准则:当 Δ<0 时,巷道围岩系统跨越分叉点集,即巷道围岩总耗散能发生突变,巷道围岩 处于失稳状态;当 Δ=0 时,巷道围岩处于临界失稳状态,此时围岩极易受到扰动而发生失稳破坏;当 Δ>0 时,巷道围岩不会产生失稳破坏.

由上述内容可得出,只有当巷道围岩的分叉集方程 Δ<0 时,巷道围岩在第 k_i 次开挖后才会发生失稳 破坏,因此将 Δ<0 作为巷道围岩第 k_i 次开挖后的耗散能突变判据.

3 工程实例分析

湖南耒阳坦家冲煤矿鉴定瓦斯等级为高瓦斯矿井,主采煤层6煤层有煤与瓦斯突出危险.6煤层厚 0.52~17.70m,平均5.49m,结构简单,顶板为粉砂岩及细砂岩,底板为细砂岩,距上层5煤12.1~47.8m, 平均27.3m,距下层7煤54.5~56.0m,平均55.3m.坦家冲煤矿内煤层走向近南北,倾向东,倾角24°~28°,平 均25°.褶皱不发育,断层稀疏.对矿山开采、生产影响最大的是主采煤层的6煤层底板凹凸不平,形态复杂. 6煤地层综合柱状图如图1所示.

3.1 模型的建立

根据湖南耒阳坦家冲煤矿-80 m 北石门所处的地质情况,运用 Rhino 软件建立 50 m×60 m×70 m 的模型,煤层厚 5 m,倾角为 24°,巷道为半圆拱形巷道,宽度为 4.47 m,高度为 5.00 m,建立巷道揭煤的数值模型并导入至 FLAC^{3D}中,模型如图 2 所示.



图1 6煤层综合柱状图

图 2 数值计算模型

模型共有网格单元1881025个.模型底部以及左右前后施加固定约束,顶部不施加任何约束.计算采用 Mohr-Coulomb 屈服准则,各岩体参数如表1所示

表1 各岩体参数表

| 岩体 | 密度/(kg・m ⁻³) | 体积模量/GPa | 剪切模量/GPa | 黏聚力/MPa | 抗拉强度/MPa | 内摩擦角/(°) |
|-----|--------------------------|----------|----------|---------|----------|----------|
| 粉砂岩 | 2 665 | 2.5 | 2.0 | 1.5 | 1.3 | 25 |
| 煤层 | 1 400 | 1.9 | 1.4 | 0.4 | 0.3 | 20 |
| 细砂岩 | 2 665 | 2.5 | 2.1 | 1.5 | 1.5 | 25 |

根据地应力测试可知:湖南耒阳坦家冲煤矿-80 m 北石门的垂直主应力为 7.5 MPa,最大水平主应力为 10.5 MPa,最小水平主应力 4.8 MPa.计算模型施加 7.5 MPa 的垂直应力,左右两帮施加 10.5 MPa 的应力,前后施加 4.8 MPa 的应力,瓦斯压力取 1.2 MPa.

3.2 巷道揭煤条件下围岩稳定性分析

3.2.1 围岩耗散能分析

利用 FLAC^{3D}中 FISH 语言编辑功能将总耗散能 公式(6)编入,从而得到巷道在掘进过程中耗散能 的演化并导出数据,计算巷道围岩在每一次开挖后 耗散能总量的增量,并拟合函数,根据式(19)计算 巷道每次掘进后的总耗散能的突变特征值 Δ ,计算 结果如图 3 所示.从图 3 中可以看出:当巷道在前 10 次掘进时,总耗散能突变特征值 Δ 为正数,表明在 巷道前 10 次掘进时围岩受掘进的影响较小,巷道 围岩有少量变形但并未破坏.在第 11 次到第 20 次 掘进过程中,巷道围岩总耗散能突变特征值 Δ 由正



图 3 能量耗散突变特征值 △ 变化趋势

数变为负数,说明巷道在此时出现大范围变形破坏现象,随着巷道离煤层越来越近,导致巷道在开挖过程

中,积攒的弹性能不断释放转化为岩石塑性变形的耗散能,最终导致围岩失稳破坏.

从图 4 所示的耗散能分布云图中可以看出:巷道在掘进 7 m 时,巷道围岩耗散能基本在 3.5×10² kJ 左 右,说明此时围岩有一定的变形,但仍保持一定的稳定性;随着巷道掘进至 9 m 时,巷道围岩耗散能在较大 区域逐渐扩散,表明巷道围岩逐渐进入不稳定的状态;当巷道掘进至 11 m 时,围岩耗散能进一步扩散,此 时耗散能在 4.5×10² kJ 的区域较大,说明此时围岩已经进入不稳定状态;此后,随着巷道的继续掘进,巷道 围岩耗散能在 4.5×10² kJ 的区域越来越大,表明此时围岩破坏范围越来越大,说明自巷道掘进至 11 m 时, 巷道围岩已经进入不稳定状态,随着巷道的掘进,巷道围岩破坏越来越严重,进一步验证该理论.



图4 能量耗散分布云图

3.2.2 围岩塑性区变化特征分析

图 5 为巷道开挖过程中,塑性区体积增量随开挖步数的变化而变化的柱状图与趋势线图.由图 5 可以 看出:当巷道在前 10 m 掘进时,塑性区增量较小,这表明离煤层较远时,巷道随着开挖推进,煤层对巷道周 围的围岩影响较小,塑性区增量较小,此时巷道周围围岩较为稳定;但当巷道掘进 11 m 时,塑性区增量突 增,表明此时巷道周围围岩逐渐从稳定状态转变为不稳定的状态.



4 巷道围岩稳定性控制

4.1 围岩失稳机理分析

坦家冲煤矿原支护方式为锚杆支护,规格为 Φ 19.6 mm×L 2 500 mm,原支护方案布置图如图 6 所示. 根据巷道所处的地质力学环境、围岩岩性以及原支护方案综合分析,大巷破坏的主要原因有以下几点:



图6 原支护方案布置 (单位:mm)

1) 巷道围岩力学环境复杂

巷道所处的应力场为双向不等压应力场,经地应力测试可知:坦家冲煤矿-80 m 北石门以水平构造应 力为主;经钻孔窥视可知:巷道的顶底板出现的裂隙范围较大,致使巷道围岩在顶底板出现较大变形的 情况.

2) 整体支护强度不足

原支护方案中只对巷道的两帮以及顶板施加了锚杆支护,对变形较大的底板并未采取支护措施,致使 底板变形较大,且锚杆长度较短、横截面积较小,并不能吸收足够的耗散能来维持巷道围岩的稳定.

3)未施加足够的预紧力

原支护方案中对锚杆施加的预紧力不足,不能提供足够的支护力,使巷道围岩的应力状态得不到改善,不能完全发挥锚杆支护的支护作用.

4.2 围岩稳定性控制原理

基于前文的研究结果,巷道在揭煤前的掘进过程中,随着巷道持续开挖,围岩暴露面积越来越大,巷道 围岩的耗散能也随之增加.基于能量守恒,由于支护作用,围岩的耗散总能一部分用于围岩变形耗散,一部 分由支护吸收.为保证支护结构与围岩变形协调,在不出现断裂失效的基础上,使支护结构能够吸收足够 的耗散能,让围岩耗散能不出现突变,提出以下基本控制思路.

1)高强弹性锚索加强支护

针对围岩力学条件复杂,单锚杆支护并不能有效控制围岩变形的问题,对巷道围岩施加高强弹性锚索 支护,补足整体支护强度,使支护结构能够吸收足够的耗散能,提高围岩抗变形能力,保证巷道在使用期间 内围岩的稳定性.

2) 高强锚杆整体补强支护

针对原支护方案中,未对底板进行支护,且锚杆强度低,长度不足而造成锚杆支护失效的问题,采用高 强树脂锚杆对巷道全断面进行支护,确保锚杆支护有效作用,降低围岩用于变形的耗散能,保证有效控制 顶板及两帮变形的同时控制底板变形.

3) 施加足够的预紧力

针对原支护方案中预紧力不足的问题,对高强锚杆以及高强弹性锚索施加足够的预紧力,提高锚杆与 锚索的支护强度,增大支护结构可吸收的耗散能,控制围岩由于耗散能过大而出现耗散能突变,保证巷道 围岩稳定.

4.3 新支护方案及相关参数

为确保巷道掘进过程中围岩的稳定性,提出围岩控制及支护对策,采用"全断面高强度树脂锚杆+锚网喷 +高强弹性锚索"分布联合支护方式进行支护,先进行全断面高强锚杆支护,补强围岩整体支护强度,降低围 岩耗散能,后施加高强弹性锚索支护,加强整体支护强度,进一步降低围岩耗散能,最后对围岩进行锚网喷支 护,使支护结构能够吸收足够的能量,进而控制围岩稳定性,高强度树脂锚杆规格为Φ22 mm×L 3 000 mm,排 距 0.75 m,最小预紧力不低于 120 kN,高强弹性锚索规格为Φ21.6 mm×L 6 000 mm,排距为 0.75 m,锚固 力不低于 220 kN,提高围岩整体性和强度,充分发挥围岩自身的承载能力,限制巷道围岩变形破坏,保障巷道的长期稳定性.高强度树脂锚杆布置见图 7,高强弹性锚索布置见图 8.



图7 高强度树脂锚杆布置(单位:mm)



4.4 支护效果分析

4.4.1 耗散能对比分析

为探讨新旧支护方案对围岩稳定性的控制效果,在上述模型中进行巷道掘进,并严格按照新旧支护方 案的参数对巷道围岩支护.根据式(6)和式(7),分别计算原支护与新支护在掘进过程中能量耗散突变特 征值 Δ ,计算结果表明:采用原支护时,在掘进9m时耗散能突变特征值 Δ 发生突变,由正数变为负数,表 明采用原支护方案并不能有效控制围岩稳定性;采用新支护时,在掘进过程中耗散能突变特征值 Δ 恒大 于0,说明采用新支护方案更有利于巷道围岩的稳定.

为进一步说明新旧支护方案的控制效果,选取巷道在掘进11 m 时的围岩耗散能,其分布如图9所示. 从图9中可以看出:采用原支护方案进行支护,其耗散能对比未支护基本没有变化,采用新支护方案支护 其耗散能有明显的减小,说明采用新支护方案更加有效地控制了围岩的变形破坏,有利于围岩的稳定.



图9 掘进至11 m 时耗散能云图

4.4.2 塑性区对比分析

图 10 为无支护、原支护与新支护下的围岩塑性区分布.

由图 10 可以看出:巷道在未支护时,顶板塑性区范围为 4.0 m,底板塑性区在 5.5 m,两帮塑性区范围 为 2.0 m,采用原支护方案对比未支护时塑性区减小程度不明显,说明原支护方案并不能有效控制围岩稳 定性,巷道围岩依旧处于不稳定的状态,采用新支护方案后顶板塑性区范围减小到 1.5 m,底板塑性区范围 减小到 3.5 m,两帮的塑性区范围减小到 1 m,相较于原支护方案,采用新支护方案后塑性区减小了 60%,



这表明新支护方案更有效地控制了围岩塑性区发展,更有利于巷道围岩的稳定.

图 10 无支护、原支护与新支护下的围岩塑性区分布

4.5 现场监测

为分析本支护方案的支护效果,在巷道围岩表面设置不同的监测点,监测顶底板,左帮以及右帮变形量.经过为期100 d 的监测,巷道变形情况如图11.



图11 巷道变形曲线

巷道采用新支护方案后,在25d时间内,巷道围岩整体变形速度与变形量均较大,顶底板收敛量为56.1 mm,两帮收敛量为65.6 mm.之后巷道变形逐渐趋于平稳,监测时间至100d时,巷道顶底板收敛量为65.2 mm,两帮收敛量为73.5 mm.采用新支护方案后,巷道围岩变形有明显改善,顶底板及两帮收敛量有所降低,这表明新支护方案能有效控制巷道围岩变形,满足巷道在使用期间的要求.

5 结论

基于能量原理和尖点突变理论,建立巷道推进过程中巷道围岩的能量耗散突变准则判别式,并根据分叉集方程 Δ 来判别围岩系统是否失稳,当 Δ>0 时,巷道围岩稳定;当 Δ<0 时,巷道围岩进入失稳状态,宏观表现为围岩局部发生破坏;Δ=0 时,围岩系统处于临界失稳状态.

2)运用 FLAC^{3D}软件中 FISH 语言编辑功能将巷道围岩的总耗散能公式编入其中,得到湖南坦家冲煤 矿-80 m 北石门巷道围岩的耗散能演化过程.通过能量耗散能突变分析得到当巷道推进 11 m 时,围岩的 耗散能发生突变,围岩发生失稳破坏.

3)通过围岩的耗散能突变对比塑性区体积增量随着巷道的掘进变化而变化趋势,验证了利用耗散能 原理与尖点突变理论相结合的判别方法来判断巷道围岩稳定性是合理的.

4)基于巷道变形破坏特征及耗散能演化特征,以湖南坦家冲煤矿-80 m 北石门作为工程案例,提出 "全断面高强度树脂锚杆+锚网喷+高强弹性锚索"联合支护方式并对比原巷道支护方式,现场监测表明, 新支护方案更有利于围岩稳定性.

参考文献:

- [1] 王泽,李文璞,杜佳慧,等.真三轴条件下卸载速率对砂岩力学行为和能量演化的影响研究[J]. 矿业研究与开发, 2023,43(9):158-163.
- [2] TU Y L, LIU X R, ZHONG Z L, et al. New criteria for defining slope failure using the strength reduction method [J]. Engineering Geology, 2016, 212: 63-71.
- [3] 谢和平,鞠杨,黎立云.基于能量耗散与释放原理的岩石强度与整体破坏准则[J].岩石力学与工程学报,2005 (17): 3003-3010.
- [4] 谢和平, 鞠杨, 黎立云, 等. 岩体变形破坏过程的能量机制[J]. 岩石力学与工程学报, 2008 (9): 1729-1740.
- [5] 谢和平, 彭瑞东, 鞠杨. 岩石变形破坏过程中的能量耗散分析[J]. 岩石力学与工程学报, 200421): 3565-3570.
- [6] 王猛, 宋子枫, 郑冬杰, 等. FLAC³⁰中岩石能量耗散模型的开发与应用[J]. 煤炭学报, 2021, 46(8): 2565-2573.
- [7]于辉,张晓君,李宝玉,等.巷道开挖扰动下围岩宏细观力学响应及能量机制[J],煤炭学报,2020,45(S1):60-69.
- [8] LIU W R, LIU J K, ZHU C. Multi-scale effect of acoustic emission characteristics of 3D rock damage[J]. Arabian Journal of Geosciences, 2019, 12(22): 668.
- [9] 张英, 苗胜军, 郭奇峰, 等. 循环荷载下花岗岩应力门槛值的细观能量演化及岩爆倾向性[J]. 工程科学学报, 2019, 41(7): 864-873.
- [10] 刘婕, 丛宇, 张黎明, 等. 花岗岩真三轴加、卸载破坏的细观损伤机制研究[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2021, 52(8): 2677-2688.
- [11] 王卫军, 郭罡业, 朱永建, 等. 高应力软岩巷道围岩塑性区恶性扩展过程及其控制[J]. 煤炭学报, 2015, 40(12): 2747-2754.
- [12] 王卫军, 范磊, 马谕杰, 等. 基于蝶形破坏理论的深部巷道围岩控制技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(1): 157-167.
- [13] 王卫军, 董恩远, 袁超. 非等压圆形巷道围岩塑性区边界方程及应用[J]. 煤炭学报, 2019, 44(1): 105-114.
- [14] 袁超, 王卫军, 冯涛, 等. 基于塑性区扩展的巷道围岩控制原理研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2017, 34(6): 1051-1059.
- [15] YUAN C, WANG W J, YU W J, et al, The principle and application of pre-stressed anchor cable [J]. Electron J Geotech Eng, 2016,21(21): 5399-5408
- [16] FAN L, WANG W J, YUAN C, et al. Research on large deformation mechanism of deep roadway with dynamic pressure[J]. Energy Science & Engineering, 2020, 8(9): 3348-3364.
- [17] FAN L, WANG W J, YUAN C, et al. Research on the formation and development of plastic zones in surrounding rocks of roadways containing gas[J]. Geotechnical and Geological Engineering, 2021, 39(5): 3599-3610.
- [18] 察美峰, 孔广亚, 贾立宏. 岩体工程系统失稳的能量突变判断准则及其应用[J]. 北京科技大学学报, 1997, 4(4): 325-328.
- [19] 秦四清. 非线性工程地质学导引[M]. 成都: 西南交通大学出版社, 1993.