# 采动巷道稳定性数值模拟分析

贾照远1,尚剑飞1,刘金辉2

(1.中煤科工集团 南京设计研究院有限公司,江苏 南京 210031; 2.枣庄矿业集团 付村煤矿,山东 枣庄 277605)

摘 要:阐述了岩体变形时的能量转化过程,指出巷道围岩体的失稳破坏是能量耗散与可释放应变能积聚共同作用的结果,提出以虚拟拉动力来表征掘进巷道围岩体表面径向支撑力的改变。引入能量密度概念,借助 FLAC<sup>3D</sup>软件,对付村煤矿采动巷道稳定性进行数值模拟,得出结论:工作面推进时,巷道围岩实帮肩部产生能量积聚核区,并向巷道表面扩展;采后稳定时,核区能量密度增加,有引起巷道围岩产生塑性大变形甚至引发冲击地压的可能。建议采用柔性+刚性联合支护的方法,控制围岩塑性圈厚度和变形。

关键词:采动巷道;稳定性;能量密度;数值模拟

中图分类号:TD322<sup>+</sup>.4 文献标识码:A 文章编号:1002-6029(2019)06-0039-05

# Analysis on Stability Numerical Simulation of Mining Gateway

JIA Zhaoyuan<sup>1</sup>, SHANG Jianfei<sup>1</sup>, LIU Jinhui<sup>2</sup>

(1.Nanjing Design and Research Institute Company Limited , China Coal Technology and Engineering Group , Nanjing 210031, China ;
 2.Fucun Mine , Zaozhuang Mining Group , Zaozhuang 277605, China )

**Abstract:** The paper stated the energy conversion processing during the rock deformation. The paper pointed out that the unstable failure of the surrounding rock in the mine gateway would be the results of the interaction between the energy dissipation and the released strain energy accumulation. The virtual pulling force was provided to characterize the radial support force change on the surrounding rock surface in the mine heading gateway. With the introduction of the energy density conception and with the help of the FLAC3D software, the numerical simulation was conducted on the stability of the mining gateway in Fucun Mine. The results showed that when the coal mining face moved forward, an energy accumulation core zone was occurred at the sidewall shoulders of the firm surrounding rock in the gateway and would be expanded to the surface of the gateway. When the surrounding rock was stabilized after the mining operation, the energy density in the core zone was increased, the surrounding rock of the gateway would cause the large plastic deformation and could cause the rock burst possibly. A flexible+rigid combined support method was proposed and applied to control the thickness and deformation of the plastic ring in the surrounding rock.

Key words: mining gateway; stability; energy density; numerical simulation

传统的弹塑性力学分析方法都是采用应力-应变关系来描述岩体变形破坏过程中的力学响应 特点。根据热力学定律,岩体的每一种应力-应变 状态,都对应着相应的能量状态;从弹性变形到微 裂纹演化,再到破坏失稳的过程中,始终和外界产 生着能量交换,保持能量的平衡<sup>[1]</sup>。能量的传递、 耗散和释放,导致了岩体损伤状态的改变,进而又 促使岩体应力-应变关系的变化。因此,单纯以应 力-应变关系为判据来建立岩体强度准则是不合 适的<sup>[2]</sup>。

煤-岩巷道具有围岩性质软、服务时间短、受 采动影响大的特点。回采动压的影响,改变了煤 岩层顶底板原岩应力分布状态,造成围岩变形和 移动,巷道围岩松动区向基本顶扩容,在拉应力和

收稿日期:2019-03-10 DOI:10.19458/j. cnki. cn11-2456/td. 2019.06.010

作者简介:贾照远(1979一),男,江苏连云港人,工学硕士,高级工程师,硕士生导师。Tel:13951014705,E-mail:369888776@qq.com 引用格式:贾照远,尚剑飞,刘金辉.采动巷道稳定性数值模拟分析[J].建井技术,2019,40(6):39-43.

剪应力的持续作用下,很可能导致基本顶破裂,从 而出现松动地压和变形地压的传递和叠加,使围 岩结构失稳。

笔者从岩石变形与能量的关系出发,阐述了 能量耗散与强度衰减、能量释放与岩体失稳的关 系,指出能量耗散会造成岩体损伤,导致岩体强度 衰减;能量的释放则是促使岩体失稳的内在推动 力。并通过数值模拟,分析了随着工作面向前推 进,巷道围岩能量密度特征;提出了基于能量密度 理论的分析方法,可以很好地描述围岩在动压下 的变形特征。

## 1 岩体变形过程中的能量转化与分布

图 1 所示为岩石在三轴压缩下的应力-应变 曲线与能量分布情况。由图中可知,岩体变形 破坏的每个阶段,都对应着不同的能量转化过 程。在开始阶段,能量以储存为主,外力所做的 功转化为岩体的弹性应变能,岩体发生线弹性 变形。此阶段为可逆过程,若卸载,能量会释放 出来。发生塑性变形以后,能量耗散逐渐增加, 能量储存变小,岩体内部裂隙发展,损伤加剧, 强度衰减。峰值强度以后,大量裂隙产生、发 展、贯通,前期储存的大量弹性应变能释放出 来,转化为表面能、塑性势能以及岩石块体飞出 的动能等,造成岩石变形、破碎甚至抛射。这也 是采动巷道围岩变形和冲击地压发生的近似过 程<sup>[3-4]</sup>。外力所做的功总输入能量为U,根据热 力学第一定律,有

$$U = U_{\rm d} + U_{\rm e} \tag{1}$$

式中:U<sub>d</sub>为单元体的耗散能;U<sub>e</sub>为单元体积聚的可释放弹性应变能。





如图 1 所示,面积 U<sub>d</sub>表示单元体发生塑性变 形和内部损伤时耗散的能量,阴影面积 U<sub>e</sub>表示单 元体中积聚的可释放弹性应变能,E<sub>i</sub>为卸载弹性模 量。由热力学和能量传递理论可知,能量耗散是单向不可逆的,而能量释放却是双向可逆的。图中, OA 段为裂隙压实阶段,AB 段为弹性阶段,BC 段 为微弹性裂隙稳定发展阶段,CD 段为非稳定破裂 发展阶段,DEF 段为破坏后发展阶段。

### 2 能量耗散与强度衰减

根据热力学理论,岩体损伤变形本质是能量的耗散,能量耗散的过程就是岩体逐渐损伤、内部 微裂隙发展、强度不断衰减的过程,能量的耗散量 则反映了岩体内部损伤和原始强度衰减的状况。

谢和平等<sup>[2]</sup>通过定义岩体单元的损伤量,提出了基于能量耗散的岩体单元强度丧失准则,即

$$\int_{0}^{\varepsilon_{i}} \sigma_{i} \,\mathrm{d}\varepsilon_{i} - \frac{1}{2} \sigma_{i} \varepsilon_{i}^{e} = U^{c} \qquad (2)$$

式中:σ<sub>i</sub>和ε<sub>i</sub>为各个方向应力、应变;ε<sub>i</sub>°为3个主 应力方向上的弹性总应变;U°为单元强度丧失时的 临界能量耗散值,为材料常数,与应力状态无关。

根据该准则,可通过比较最大能量耗散值与 临界能量耗散值的关系,来判断岩体内部区域的 变形破坏状况。

#### 3 可释放应变能的积聚与围岩体失稳

巷道掘进破坏了围岩的原有平衡状态,应力 产生重分布。巷道掘进之前,围岩内部储存的弹 性应变能由自重应力和构造应力引起;巷道掘进 之后,围岩体内的弹性应变能增加,出现能量 积聚<sup>[5]</sup>。

假设在巷道掘进之前,围岩体无损伤,岩体单 元储存的可释放弹性应变能为

$$U_{e} = \frac{1}{2} \left\{ \frac{\sigma_{1}^{2}}{E_{1}} + \frac{\sigma_{2}^{2}}{E_{2}} + \frac{\sigma_{3}^{2}}{E_{3}} - \mu \left[ \left( \frac{1}{E_{1}} + \frac{1}{E_{2}} \right) \sigma_{1} \sigma_{2} + \left( \frac{1}{E_{2}} + \frac{1}{E_{3}} \right) \sigma_{2} \sigma_{3} + \left( \frac{1}{E_{1}} + \frac{1}{E_{3}} \right) \sigma_{1} \sigma_{3} \right] \right\}$$
(3)

实际应用中,3个主应力方向都取平均卸荷 弹性模量和平均泊松比来做近似计算,即

$$U_{e} = \frac{1}{2\overline{E}} \left[ \sigma_{1}^{2} + \sigma_{2}^{2} + \sigma_{3}^{2} - 2\overline{\mu} \left( \sigma_{1} \sigma_{2} + \sigma_{2} \sigma_{3} + \sigma_{1} \sigma_{3} \right) \right]$$
(4)

式中:  $\overline{E}$  为损伤围岩体的平均卸荷弹性模量;  $\overline{\mu}$  为损伤围岩体的平均泊松比。

平均弹性模量和平均泊松比可通过岩石单向 循环压缩加卸载试验来确定<sup>[6]</sup>。在对计算结果影 响不大的情况下,弹性模量和泊松比可取围岩体 初始值,于是有  $U_{\rm e} = \frac{1}{2E} \left[ \sigma_1^{2} + \sigma_2^{2} + \sigma_3^{2} - 2\mu \left( \sigma_1 \sigma_2 + \sigma_2 \sigma_3 + \sigma_1 \sigma_3 \right) \right]$ (5)

式(5)虽然形式上与线弹性力学中的弹性应 变能表达式相同,但此处针对的是岩体单元非线 性过程中的线性卸载过程。

在工程扰动力的作用下,巷道围岩体所耗散 的能量增加,围岩体损伤加剧,损伤岩体的强度也 在逐渐衰减。随着巷道掘进,巷道围岩体表面失 去径向支撑力,相当于在三向受压围岩体上,施加 了径向虚拟拉动力。谢和平等指出,任何大小的 拉应力都会对破坏单元的能量释放起促进作用。 当围岩体单元所积聚的可释放应变能足以支付该 单元裂纹扩展形成新表面直至破坏失稳所需的表 面能时,围岩体单元便会发生失稳破坏。所以说, 围岩体的失稳破坏是能量耗散与应变能释放共同 作用的结果。

### 4 数值模拟分析

本次数值模拟以山东省济宁市微山县境内的 付村煤矿为研究对象,借助 FLAC<sup>3D</sup>软件,分别对 初始状态、巷道掘进、工作面回采进行模拟,研究 工作面推进到不同距离时,巷道围岩体的能量积 聚特征及能量密度(单位体积围岩体中积聚的可 释放应变能)的大小,分析围岩变形破坏趋势,为 后续回采工作提供一定的理论指导。

付村煤矿目前主要开采二叠系山西组  $3_{\pm}$ 和  $3_{\mp}$ 煤层。 $3_{\pm}$ 煤层 411 工作面运输巷掘进的煤层 性脆,结构简单,厚度 5.19~5.57 m,较为稳定,可采性好。工作面煤层南高北低,高差 172 m,总 体呈现一单斜构造,走向 70~115°,倾向 340~ 2°,倾角 0~12.5°。

## 4.1 数值模型建立

数值模型范围为 50 m×251.7 m×79.83 m (长×宽×高),采深 180 m,开采煤层厚度 6.13 m。煤层直接顶为粉砂岩,厚度 5.45 m;基本顶 为细砂岩,厚度 12.60 m;直接底为粉砂岩,厚度 4.47 m。模型尺寸和边界依据谢文兵<sup>[7]</sup>和朱刘 娟等<sup>[8]</sup>所提出的原则和方法,并结合工程实际 确定。

由于本工程埋深较浅,特别是受到地壳浅部 的构造应力以水平应力为主的影响,侧压力系数 比较分散,其取值范围为 0.5~5.5<sup>[9]</sup>。经过多次 试算,侧压力系数取 4.5 时,巷道围岩变形规律和 实际监测结果最为接近,故侧压力系数取 4.5。 计算中,模型顶部以上岩层的作用以均布压力的 形式来模拟,作用在模型的上边界。模型煤岩层 物理力学参数见表 1。

岩 性	密度/	体积模量/	剪切模量/	黏聚力/	内摩擦	抗拉强度/
	$(g \cdot cm^{-3})$	GPa	GPa	MPa	角/(°)	MPa
砂质泥岩	2.54	9.0	5.2	2.5	36	0.65
细砂岩	2.50	19.0	16.0	3.0	35	1.10
泥岩	2.64	8.0	4.8	2.3	35	0.50
粉砂岩	2.57	19.0	15.7	2.8	35	0.75
煤层	1.30	8.5	4.0	0.5	28	0.03

表1 模型煤岩层物理力学参数

计算选用的是莫尔-库仑弹塑性本构模型,为 岩土力学通用模型,用于松散或胶结的粒状材料 边坡稳定分析和地下工程开挖研究<sup>[10]</sup>。

4.2 数值模拟结果分析

## 4.2.1 巷道围岩能量密度分析

图 2 所示为工作面推进过程中和采后达到稳 定时的巷道围岩能量密度云图。由图中可知,当 工作面推进到 10 m 时,巷道围岩应变能出现局 部积聚的特征,巷道实帮肩部能量密度明显增大, 由 2.0 kJ/m<sup>3</sup>增至 14.0 kJ/m<sup>3</sup>。工作面推进导致 了采空区塌陷,进而使得基本顶产生断裂,断裂位 置就在能量密度积聚的区域。所以说是基本顶的 断裂引起断裂处应变能的重分布,导致了应变能 的积聚。当工作面推进到 20~30 m 时,巷道实 帮肩部能量积聚区逐渐向巷道表面扩展。当工作 面推进超过 30 m 后,能量积聚区逐渐扩展至巷 道表面,而且出现能量积聚核区,能量密度由 14.0 kJ/m<sup>3</sup>增加到 16.32 kJ/m<sup>3</sup>。工作面继续推 进至回采结束时,巷道实帮肩部的能量积聚核区 逐渐向围岩体深部扩展,慢慢与模型边界的能量 积聚核区贯通,最大能量密度达到 19.73 kJ/m<sup>3</sup>, 能量积聚程度高;随着能量积聚核区向巷道表面 扩展,高积聚的能量有迫使围岩产生大的塑性变 形甚至冲击地压的可能。

在回采完成后,岩体塌落至稳定的过程中,围 岩能量密度继续快速增加。达到稳定时,能量积



(c)工作面推进50 m

(d)采后达到稳定



聚核区的最高能量密度为 33.41 kJ/m<sup>3</sup>;模型边 界区域由于塑性变形和能量的耗散,能量积聚区 消除,能量密度为 10.0~25.0 kJ/m<sup>3</sup>。可见,巷 道围岩的能量积聚区位于巷道实帮肩部,加强巷 道实帮肩部支护是很有必要的。

## 4.2.2 巷道围岩变形分析

图 3 所示为采后达到稳定时的巷道围岩监测 点位移变化曲线。由图中可知,受采动影响,达到 稳定时,巷道实帮出现内鼓现象,最大位移出现在 实帮中下部,最终位移为 32 mm;底部监测点位 移最小,约为 7 mm。巷道空帮内鼓量相对较大, 最大位移出现在空帮中上部,最终位移为 36 mm 左右。在顶板的挤压作用下,空帮顶部监测点 被挤向采空区,位移出现负值;底部监测点位 移最大值为 50 mm,出现在中部偏向实帮的部 位。在锚索作用下,靠近空帮的顶板锚杆下沉 量 稍小。可见,锚索的使用改善了顶板下沉 状况。

基于上述分析,巷道两帮最大移近部位位于 巷帮中部,最大移近量为65mm左右。顶板最大 下沉部位位于中部偏实帮侧;由于采用了锚网 +锚索梁的联合支护方式,顶板最大下沉量为 50 mm,可以达到正常使用的要求。

### 5 现场监测情况

#### 5.1 现场测站布置

在  $3_{\perp}$ 煤层 411 工作面运输巷中,共布置 5 个 测站。测站 1 距工作面始采线 129.5 m,测站 2 距工作面始采线 116 m,测站 3 距工作面始采线 88 m,测站 4 距工作面始采线 73 m,测站 5 距工 作面始采线 59 m,如图 4 所示。

5.2 现场监测结果分析

根据现场监测,工作面推进过程中,锚杆轴力 及巷道位移变化情况如下:

(1)锚杆轴力观测值随距工作面距离变化的 速率相对较缓慢,最大锚杆轴力出现在实帮锚杆 中,其次是空帮锚杆,顶板锚杆轴力相对较小。工 作面推过测站 0.5 m 后,锚杆轴力增长速率加 快,呈现出先增加、后趋于稳定的趋势。工作面推 过测站 0.5 m 时,空帮锚杆轴力达到最大值 18.1 MPa,出现在空帮中部。

工作面推过测站 23.0 m 时,实帮锚杆轴力 达到 32.6 MPa,出现在实帮中上部;工作面推过







测站 27.0 m 时,顶板锚杆最大轴力达到 11.5 MPa,位于顶板中间偏向实帮处。

(2)工作面推进未到达测站位置时,围岩位移 变化不明显。工作面推过测站 2.0 m 左右时,围 岩位移快速增加,帮部位移增加速率高于顶板。 工作面推过测站 27.0 m 时,两帮相对移近量最 大值为 45 mm,出现在巷帮中上部位置;此时,顶 板各测点下沉量相等,约为 26 mm。

## 6 结 语

(1)岩体变形破坏的每个阶段,都对应着不同 的能量转化过程。塑性变形的增加,导致了能量 耗散,引起围岩体逐渐损伤,内部微裂隙发展,强 度衰减。巷道围岩表面径向支撑力的丧失,虚拟 拉动力的施加,促进了破坏单元的能量释放。巷 道围岩体的失稳破坏是塑性大变形加剧能量耗散 与表面径向支撑力丧失,促使应变能释放共同作 用的结果。

(2)借助 FLAC<sup>3D</sup>软件,模拟了工作面推进到 不同距离和采后稳定时,巷道围岩内部能量积聚 的特征。回采时,巷道围岩的实帮肩部产生能量 积聚核区,并逐步向巷道表面扩展;回采完成,岩 体塌落稳定后,能量积聚核区的最高能量密度高 达 33.41 kJ/m<sup>3</sup>,极有可能使巷道围岩产生塑性 大变形甚至引发冲击地压。

(3)通过对比发现,数值模拟结果和现场实测数据的变化趋势相似,发展规律较为接近,验证了数值模拟结论的可依据性。实际工程中,应加强巷道肩部和顶板靠近空帮侧围岩的支护,采用柔性+刚性联合支护的方法,既可使巷道围岩产生合理厚度的塑性圈,最大限度地释放围岩变形能, (下转 38 页)