

综放采场支承压力分布的损伤力学分析*

陈忠辉 谢和平

(中国矿业大学(北京校区)岩石力学与分形研究所 北京 100083)

摘要 针对综放开采煤壁前方支承压力的分布特征,应用统计损伤力学建立了一个简单的力学模型,在给定变形条件下研究支承压力的分布规律,避免了对支承压力的分区(极限平衡区和弹性变形区)研究。理论结果和实验结果具有很好的一致性。最后对支承压力的影响因素(如煤岩强度、顶煤和直接顶厚度、原岩应力的的大小等)加以讨论。

关键词 支承压力, 综放采场, 损伤力学

分类号 TD 323

文献标识码 A

文章编号 1000-6915(2000)04-0436-04

1 前言

深入研究采场支承压力分布规律,对采场的合理支护、巷道开挖与支护方式的选择及支承压力相关的动力灾害事故防治,均具有重要的理论意义和工程应用价值^[1]。目前对支承压力分布规律的研究,一般都基于极限平衡理论,把煤壁前方煤体分成若干个区域,最典型的是分成弹性区和塑性区,然后根据弹性理论和塑性理论计算支承压力分布。

综放开采中,顶煤和上位岩层在变形破坏过程中既不是完全连续介质,也不是纯粹的松散介质,是一种介于连续介质和松散介质之间的拟连续介质。根据综放开采实际特点,松散体部分只占整个研究整体的很小一部分,因此对综放过程中顶煤和上位岩层的变形与破坏,仍可用连续介质损伤力学的观点加以研究。

马庆云博士利用位移损伤关系建立了损伤地基梁的力学模型,但此模型必须已知上位岩层支承压力分布^[2]。本文试图通过一个简单的损伤力学模型,建立煤壁前方支承压力的理论分布形态,探讨影响支承压力分布的因素,从而为综放开采的进一步研究打下基础。

2 岩石三维损伤本构关系

煤岩材料具有强烈的尺度效应。尺度较大的岩石包含的缺陷相对较多,显示出较强的非线性力学

特性。随着尺度的减小,相应的缺陷也随之减少,岩石的非线性程度也相应减弱。当尺度减小到一定程度时,岩石就表现为线性的弹脆性。从另一个角度出发,针对岩石的二维情况,可以把岩石分成许多相当于细观程度的单元,此时所有的岩石细观单元都可以认为只具有线弹性性质,但宏观力学性态仍为非线性。由于每个单元所含的缺陷不一样,细观单元的强度也不一样,引入统计学理论假定这些细观单元的强度符合某种统计分布。根据文[3, 4]可以假定岩石细观单元的强度符合Weibull统计分布,即

$$Q(\epsilon) = \frac{m}{G_0} \left(\frac{\epsilon}{G_0}\right)^{m-1} \exp\left[-\left(\frac{\epsilon}{G_0}\right)^m\right] \quad (1)$$

式中: m 和 G_0 分别为Weibull分布标度和形态参数, ϵ 为岩石微元体的应变, $Q(\epsilon)$ 为岩石应变为 ϵ 时的微元体的破坏概率。

根据连续介质损伤力学,损伤参量 D 可定义为损伤面积和无损时材料全面积之比:

$$D = \frac{S}{S_m} = \int_0^{\epsilon} Q(x) dx \quad (2)$$

式中: S 和 S_m 分别为岩石损伤面积和无损时材料的全面积。

当泊松比 $\nu = 0.25$, 围压 $\sigma_2 = \sigma_3$ 时可以得到在三维应力条件下轴应力和轴应变之间的损伤本构关系^[3]

$$\sigma_1 = \frac{1}{2}\sigma_3 + E \epsilon \exp\left\{-\left(\epsilon - \frac{\sigma_3}{2E}\right)/G_0\right\}^m \quad (3)$$

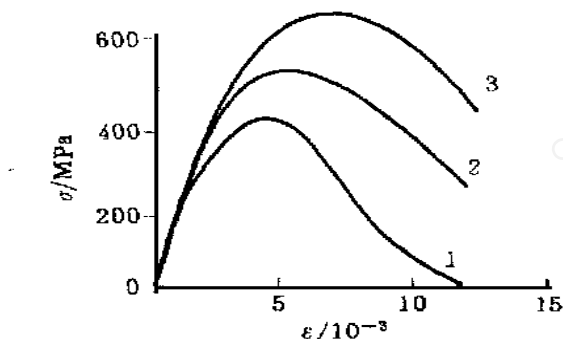
式中: E 为煤岩的弹性模量; σ_1 , ϵ 分别是煤岩轴应力和轴应变。

1998年12月21日收到初稿,1999年6月3日收到修改稿。

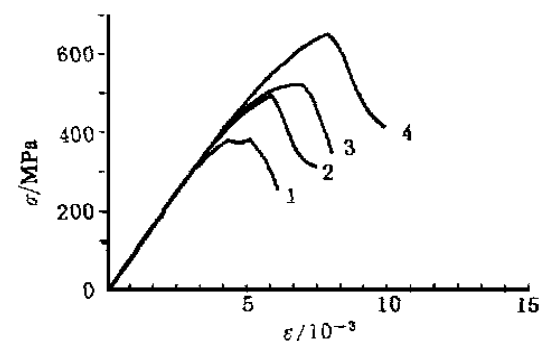
* 国家自然科学基金重点项目(59734090)和原煤炭部九五重点攻关项目资助。

作者 陈忠辉 简介: 男, 31岁, 1997年于东北大学获博士学位, 现任副教授, 主要从事岩石破裂与放顶煤开采的理论和数值模拟方面的工作。

图 1 是不同围压下岩石应力-应变本构关系的理论曲线。图 1(a) 中曲线 1, 2, 3 分别代表围压 10, 20, 30 MPa 的应力应变的理论曲线, 从图中可以看出: 随着围压的不断升高, 岩石的峰值强度也随之增大, 且应变硬化阶段初期在不同围压下本构关系基本重合。图 1(b) 为一组细粒安山岩熔岩试件在不同围压下应力应变全过程曲线^[5], 曲线 1, 2, 3, 4 分别为围压 10.4, 20.7, 27.6, 34.5 MPa, 实验结果显示围压对强度的影响规律及应力-应变形态与理论结果相吻合。



(a) 不同围压下岩石理论本构关系



(b) 不同围压下岩石实验曲线

图 1 理论和实验结果比较

Fig 1 Results comparison between theory and experiment

3 给定变形下支承压力分布

支承压力的形成是上覆岩层运动的结果, 与上覆岩层的结构形态和活动规律密切相关。钱鸣高院士于 70 年代末创建了砌体梁理论, 系统地研究了上覆岩层平衡条件、砌体梁关键块的 S-R 稳定条件、采场围岩整体结构模型、老顶来压预测预报及关键层理论等问题, 特别是建立了刚性回转变形条件下支架、围岩整体力学模型(如图 2)^[5], 为我们深入研究支承压力分布规律创造了条件。

图 2 模型认为老顶是刚性体, 其破断、回转、下沉是绝对的, 老顶将以给定变形的形式作用于直接顶和顶煤上, 因此支架对老顶岩层的“位态”控制几乎不可能。由于老顶是以刚性状态回转, 因此顶煤

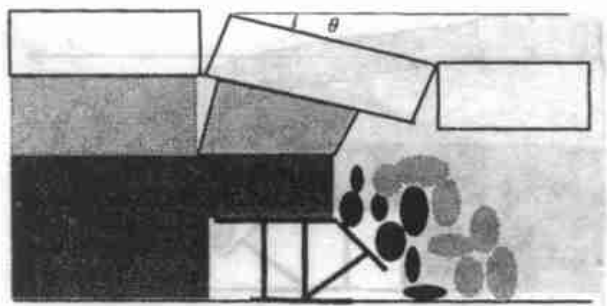


图 2 给定变形下围岩与支架的力学关系

Fig 2 Mechanical relation of surrounding rock and the support under confined deformation

和直接顶的变形以线性方式增加。

传统的支承压力研究以峰值支承压力作为分界线, 人为地分成弹性区(非破坏区)和塑性区(破坏区)两个区域, 分别利用弹性理论和极限平衡理论加以研究。其实顶煤在支承压力作用下是一个逐步损伤破坏过程, 并不是一个非好即坏的二值逻辑。作者以为煤岩中应力变化与其所受的变形直接相关, 如果把直接顶和顶煤作为一个研究对象, 煤岩从原岩应力状态过渡到支承压力作用区域, 是一个变形逐渐增加的过程, 也相当于一个位移加载过程。当加载位移逐渐增加时, 煤岩承受的荷载(支承压力)逐渐增加。当加载位移超过他承受的极限位移时, 煤岩就发生断裂破坏, 也就到达峰值支承压力位置。如果加载位移继续增加, 煤岩承受的荷载(支承压力)就逐渐下降, 直至完全失去承载能力。煤岩产生加载位移是由采动影响和上覆岩层运动所致。

虽然老顶的弹模和强度一般都较大, 但作为刚性体显然过于理想化了。因为老顶和直接顶、顶煤一起运动, 它们之间虽然有区域之分, 但彼此相互作用、相互约束。本文把采动过程中的顶煤和直接顶视为弹性损伤体, 仅把底板视为刚性体。

这里我们沿用对顶煤和直接顶采用给定变形的加载方式, 如图 3。把顶煤和直接顶作为一个研究对象, 取出一单元进行分析(如图 3(b))。随着工作面的推进, 加载位移逐渐增加, 即 ϵ_0 不断增加, 单元承受的荷载也在逐渐增加。因此研究煤壁前方支承压力分布规律(从原岩应力状态增加到峰值位置而后逐渐下降到零), 相当于一个岩石试件在试验机上全程加载过程, 加载方式为控制位移加载。

从综放开采的大量实验观测看到, 顶煤的垂直位移不是以线性发展的, 而是具有幂函数性质^[6]:

$$y = ax^b \quad (4)$$

式中: y 为顶煤、直接顶的垂直位移; x 为距离; a , b 为两个待定常数。因此本文将采用幂函数形式的加载位移。如果直接顶和顶煤(易冒落部分)的厚度为

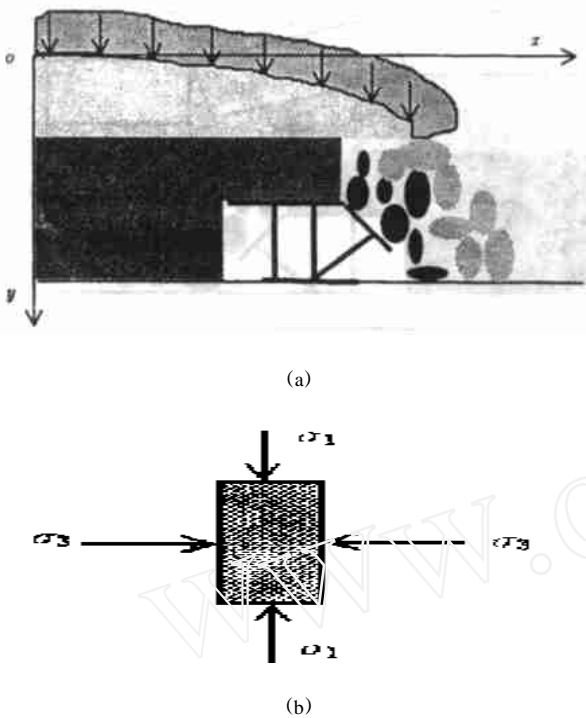


图3 给定变形下研究支承压力的力学模型
Fig 3 Mechanical model of abutment pressure under confined deformation

h , 那么它的应变为

$$\epsilon = \frac{\gamma}{h} \quad (5)$$

如果设原始应力状态下原岩变形为 ϵ , 把式(4), (5)代入式(3)就可以得到给定变形下支承压力的变化规律:

$$\sigma_1 = \frac{1}{2} \sigma_3 + E \left(\frac{ax^b}{h} + \epsilon \right) \exp \left[- \left(\frac{\frac{ax^b}{h} + \epsilon - \frac{\sigma_3}{2E}}{\epsilon_0} \right)^m \right] \quad (6)$$

式中: σ_1 是支承压力, σ_3 为煤岩的围压, 相当于水平应力。一般在工作面的推进过程中煤岩的水平应力不断变化, 但为了简化起见, 本文视围压固定不变; ϵ 为原岩应变。只讨论 x 的变化(相当于工作面的推进)对支承压力的影响。这里选取围压 $\sigma_3 = 7.0$ MPa, 弹性模量 $E = 1$ GPa, 顶煤和直接顶高度 $h = 10$ m, 原岩应变 $\epsilon = 0.1$, 煤岩本构关系的形态参数 $m = 3$, $\epsilon_0 = 40$, 煤岩变形曲线参数 $a = 0.01$, $b = 2$ 。图4为支承压力变化曲线, 从图中可以看出, 支承压力从原岩应力 10 MPa 开始逐渐增加, 工作面推进到 25 m 时达到峰值状态 29 MPa, 而后进入峰后塑性区, 支承压力迅速下降, 其后只推进 10 m, 支承压力从峰值降到零。用一个简单的表达式(6)就全面体现了支承压力的变化全过程。

图5是阳泉矿务局一个典型放顶煤工作面的支承压力分布图, 图中 h 为顶煤层位高度, 三条曲线分

别代表顶煤不同层位支承压力分布状况。无论是从支承压力分布的形态还是峰值大小, 都与理论结果相吻合, 验证了支承压力损伤模型的可靠性。

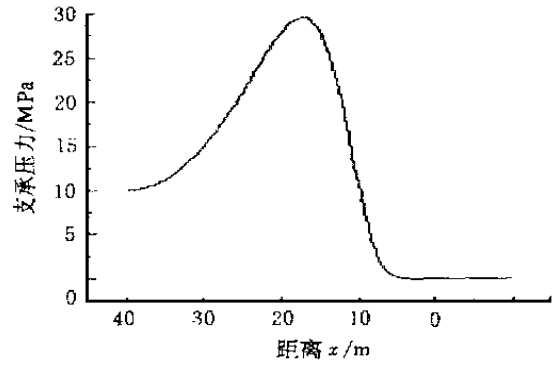


图4 支承压力分布的理论曲线

Fig 4 Theoretical curves of abutment pressure

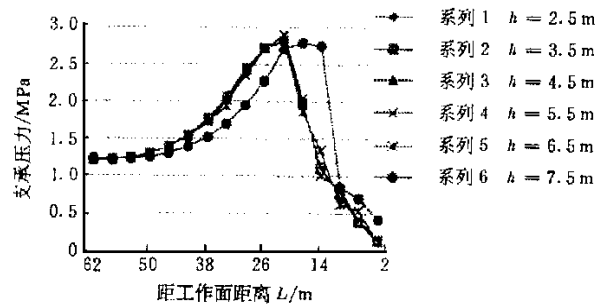


图5 阳泉一矿 8603 放顶煤工作面顶煤支承压力图

Fig 5 Distribution of abutment pressure of 8603 face in Yangquan No. 1M ine

4 支承压力的影响因素分析

4.1 煤岩强度

煤岩强度是决定顶煤冒放性的主要因素之一, 它与支承压力的分布直接相关。煤岩强度决定着支承压力分布的区域、峰值支承压力的位置及集中系数。图6为煤岩强度对支承压力的影响, 图中显示较软煤岩比较硬煤岩的支承压力分布平坦, 集中系数较低, 但分布范围较广, 支承压力峰值位置也随煤岩硬度的增大、越靠近煤壁, 也就是支承压力下降段较陡。这与现场实验结果相符。

4.2 直接顶和顶煤厚度

假如把直接顶和顶煤易冒落部分作为研究对象, 那么其厚度 h 对支承压力的影响相当于综放开采的顶煤厚度对支承压力分布的影响。图7为三个不同厚度 h 下的支承压力分布图, 图中曲线 1, 2, 3 分别代表顶煤厚度为 5, 10, 15 m。图中显示厚度因素对支承压力峰值大小影响不大, 厚度较大的顶煤使支承压力的峰值位置前移, 越远离煤壁。这从理论上

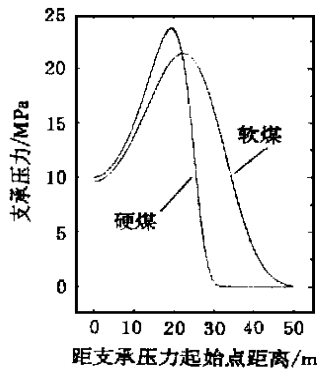


图 6 煤岩强度影响图

Fig 6 Influence of coal strength

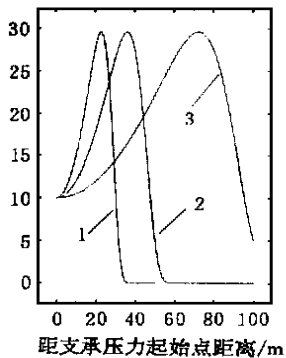


图 7 顶煤厚度影响图

Fig 7 Influence of top coal thickness

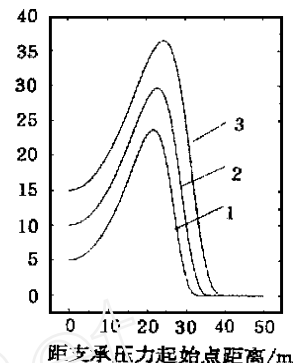


图 8 原岩变形影响图

Fig 8 Influence of in-situ stress

说明了放顶煤开采来压强度并不比分层开采大。

4.3 原岩变形

原岩变形 ϵ 对支承压力的影响其实就是原岩应力或采深对支承压力的影响, 随着采深的增加, 原岩变形和原岩应力也不断增加。图 8 分别是原岩应力为 5, 10, 15 MPa 时的支承压力分布情况。但从图 8 的三条曲线可以看出, 采深对支承压力的分布影响不大, 虽然支承压力的峰值随着采深的增加而增加, 但支承压力的集中系数却有下降的趋势。

参 考 文 献

1 钱鸣高, 刘昕成主编 矿山压力及其控制[M] 北京: 煤炭工业出

版社, 1991, 70~ 80

2 马庆云 采动支承压力及上覆岩层运动规律研究[博士学位论文] [D] 北京: 中国矿业大学, 1997
 3 陈忠辉, 傅宇方, 唐春安 岩石破裂声发射过程的围压效应[J] 岩石力学与工程学报, 1997, 16(1): 65~ 71
 4 唐春安 岩石破裂过程中的灾变[M] 北京: 煤炭工业出版社, 1993, 45~ 60
 5 耶格 J C, 库克 N G W. 岩石力学基础[M] 北京: 科学出版社, 1981, 222~ 225
 6 钱鸣高, 缪协兴, 何富连等 采场支架与围岩耦合作用机理研究 [J] 煤炭学报, 1996, 21(1): 40~ 44
 7 闫少宏, 吴 键 放顶煤开采顶煤运移实测与损伤特性分析[J] 岩石力学与工程学报, 1996, 15(2): 155~ 162

DAMAGE MECHANICS ANALYSIS ON THE DISTRIBUTION OF ABUTMENT PRESSURE AROUND A COAL FACE

Chen Zhonghui, Xie Heping

(Institute of Rock Mechanics and Fractal,

China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083 China)

Abstract Based on the abutment pressure distribution around a coal face, a simple damage mechanics model is used to discuss the distribution pattern of abutment pressure under the condition of confined deformation. It is not needed to zone the range of the abutment pressure (limited equilibrium zone and elastic deformation zone) with this model. The theoretical results are agreeable with the experimental results. Finally, some factors to affect the distribution pattern of the abutment pressure are discussed, such as the strength and thickness of coal, in-situ stress.

Key words abutment pressure, top coal caving around a coal face, damage mechanics