

近距离下煤层综采工作面侧向支承压力分布研究

张小康^{1,2}, 何 峰^{2,3}

(1. 北京科技大学 土木与环境工程学院, 北京 100083; 2. 山西焦煤霍州煤电集团有限公司, 山西 霍州 031400;
3. 辽宁工程技术大学 力学与工程学院, 辽宁 阜新 123000)

摘 要: 为确定木瓜煤矿近距离下煤层综采工作面区段煤柱的合理宽度, 基于矿山压力与岩层控制理论, 建立了侧向岩层断裂的三角块结构力学模型, 计算出基本顶沿工作面推进方向断裂长度和沿侧向断裂跨度均为 11.9 m, 三角块结构在煤体中的断裂位置为 11.5 m; 同时应用数值模拟的方法, 建立采场三维力学模型, 得出随采场推进巷道侧向支承压力峰值为 20 MPa、应力集中系数最大为 2.55、塑性区范围为 10 m 左右。经现场检验, 区段煤柱的合理宽度为 16~18 m 时, 回采巷道受综采工作面采动影响较小。

关键词: 近距离煤层; 综采工作面; 安全开采; 侧向支承压力; 区段煤柱

中图分类号: TD323 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-2336(2012)06-0037-04

Study on Lateral Support Pressure Distribution of Fully Mechanized Coal Mining Face in the Contiguous Lower Seams

ZHANG Xiao-kang^{1,2}, HE Feng^{2,3}

(1. School of Civil and Environment Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China;
2. Huozhou Coal and Electric Power Group Corporation Ltd., Shanxi Coking Coal Group, Huozhou 031400, China;
3. School of Mechanics and Engineering, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China)

Abstract: In order to determine a rational width of the sectional coal pillar in fully mechanized coal mining face in seam closed distance to below seam in Mugua Mine, based on the mine pressure and strata control theory, a mechanics model of a broken delta block structure in lateral strata was established. The cracking length of the main roof along the coal mining face forward direction and the lateral cracking span calculated was 11.9 m individually. The cracking location of the delta block structure in the coal seam was 11.5 m. Meanwhile the numerical simulation method was applied to establish a 3D mechanics model of the coal mining face. With the coal mining face moving forward, the lateral support pressure peak of the gateway was 20 MPa, the max stress concentrated was 2.55 and the plastic zone was about 10 m. The site detection showed when the rational width of the sectional coal pillar was 16~18 m, the mining gateway would be less affected by the mining operations of the fully mechanized coal mining face.

Key words: closed distance to other seam; fully mechanized coal mining face; lateral support pressure; sectional coal pillar

在我国近距离煤层赋存和开采所占比例很大, 而吕梁矿区木瓜煤矿层间距小于 10 m 的可采储量占总储量的 80%, 所以研究近距离下煤层安全开采技术具有重要的现实意义^[1]。木瓜煤矿煤炭资源赋存条件复杂, 目前正在回采的 10 号煤与 9 号煤属于近距离煤层 (两煤层平均相距 10 m), 且 9

号煤已经回采完毕, 10 号煤处于 9 号煤采空区的正下方。由于受 9 号煤采动的影响, 10 号煤顶板比较破碎, 局部出现离层迹象。开采近距离煤层, 煤柱宽度决定了巷道与回采空间之间的距离, 从而影响到煤柱的载荷、回采引起的支承压力对巷道影响程度、煤柱的稳定性和巷道的围岩变形^[2-3]。工

收稿日期: 2012-03-19; 责任编辑: 张 扬

基金项目: 国家自然科学基金资助项目 (10972096, 50774046)

作者简介: 张小康 (1962—), 男, 山西浮山人, 高级工程师, 博士研究生。Tel: 0357-5631351, E-mail: zsxk0357@163.com

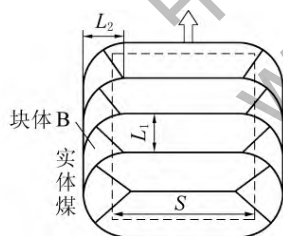
网络出版时间: 2012-06-15 10:27:00; 网络出版地址: http://www.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20120615.1027.201206.37_010.html

引用格式: 张小康, 何 峰. 近距离下煤层综采工作面侧向支承压力分布研究 [J]. 煤炭科学技术, 2012, 40 (6): 37-40.

作面采空区两侧煤体或煤柱内形成的矿山压力,称为侧向支承压力。对侧向支承压力影响最大的关键层主要是基本顶,研究工作面倾向一侧基本顶断裂后形成的弧形三角块结构的运动、稳定对侧向支承压力规律的影响,兼顾巷道稳定,合理确定煤柱宽度,以实现深部煤炭资源的安全高效开采。

1 弧形三角块结构力学模型

根据已知的采空区基本顶的垮落特征推断倾向一侧上覆岩层基本顶的垮落特征:在工作面侧向煤壁的破断线呈弧形,形成弧形三角块B,对弧形三角块结构作如下简化:①基本顶在煤体侧的断裂线深入煤壁内,破断形成弧形三角块B后,以煤体之上的断裂线为轴,向下旋转。②一个工作面的周期来压步距基本相等,即基本顶的破断特征基本相同,因此,将弧形三角块简化为等腰三角块,简称为三角块,在煤壁内的边长为工作面周期来压步距,另两边相等。③基本顶之上的软弱岩层可视为作用于其上的载荷,受到工作面采动影响之前,三角块B上部的软弱岩层与其上部硬岩层离层、失去力的传递。④三角块B以给定变形作用于下方的直接顶和煤体。⑤三角块B与实体煤侧的岩体A、采空区侧的块体C形成铰接结构,简称为三角块结构。根据上述简化建立侧向岩层断裂的三角块结构力学模型^[4-6],如图1、图2所示。



L_1 —基本顶沿工作面推进方向断裂长度; L_2 —沿侧向断裂跨度; S —工作面长度

图1 三角块B平面示意

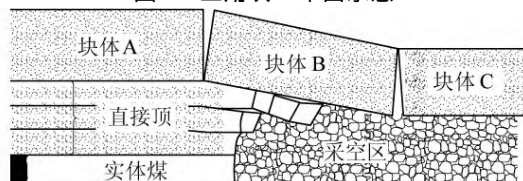


图2 三角块结构模型剖面示意

1.1 三角块B特征参数研究^[7-8]

三角块结构的参数主要有3个: L_1 、 L_2 、三角块B基本顶在煤体中的断裂位置 x_0 。三角块B的

基本尺寸通过基本顶在周期来压时的断裂模式和周期来压步距确定,计算模型如图1所示。

1) 基本顶周期来压步距的确定。如图1所示,三角块B沿工作面推进方向的长度 L_1 即基本顶周期来压步距,其计算式为 $L_1 = h \sqrt{R_1 / (3q)}$, 其中: h 为基本顶厚度,取 10.0 m; R_1 为基本顶抗拉强度,取 5.63 MPa; q 为基本顶单位面积承受的载荷,取 1.10 MPa。

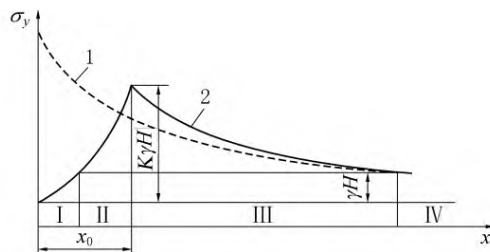
2) 三角块B悬跨度的确定。三角块B沿侧向断裂跨度 L_2 指随基本顶断裂后在采场侧向形成的悬跨度,根据板的屈服线分析法, L_2 与工作面长度 S 和基本顶周期来压步距 L_1 相关。

$$L_2 = 2L_1 [\sqrt{(10L_1/S)^2 + 102 - 10L_1/S}] / 17 \quad (1)$$

木瓜煤矿 10-109 工作面长度 $S = 246$ m, 基本顶周期来压步距 $L_1 = 10.45$ m 左右,代入式(1),得到沿侧向断裂跨度 $L_2 = 11.9$ m。长壁开采基本顶的侧向断裂跨度与基本顶的周期来压步距近似相等,即: $L_2 = L_1$ 。因此,基本顶的周期来压步距 L_1 在一定程度上决定了基本顶的侧向断裂跨度 L_2 。

1.2 三角块结构在煤体中的断裂位置确定

假设采空区周围的煤壁处于弹性变形状态,则煤壁垂直正应力 σ_y 的分布如图3中所示的曲线1。 σ_y 随着与煤壁边缘之间距离 x 的增大,按负指数曲线衰减。随着采场的推进,煤壁在高应力区作用下,从煤体边缘到深部,都会出现塑性区(塑性区靠采空区侧应力低于 γH 的部分称为破裂区)、弹性区及原岩应力区,如图3中所示的曲线2。破裂区内的围岩已发生明显位移,围岩强度显著削弱,只能承受低于原岩应力的载荷,故称卸载区或应力降低区。塑性区承受着高于原岩压力的载荷。它与应力升高的弹性区合在一起,为承载区,也称



1—弹性应力; 2—弹塑性应力; K —应力集中系数; γ —上覆岩层平均容重; H —巷道埋深; I—破裂区; II—塑性区; III—弹性区应力升高部分; IV—原岩应力区

图3 煤壁的弹塑性变形区及垂直应力的分布

为应力增高区。塑性区与弹性区的交界处是垂直应力最高的地方, 即支承压力应力峰值的位置。

运用岩体的极限平衡理论, 可得到塑性区内任意处的垂直应力、应力降低区的宽度以及塑性区宽度, x_0 的方程式为

$$x_0 = \frac{m}{2\xi f} \ln \frac{K\gamma H + C_0/\tan \varphi_0}{\xi(P_1 + C_0/\tan \varphi_0)} \quad (2)$$

式中: m 为工作面采高, m ; f 为煤层与顶底板接触面的摩擦因数; φ_0 为煤体内摩擦角, $(^\circ)$; C_0 为煤体黏聚力, MPa ; P_1 为上区段工作面巷道煤帮的支护阻力, MPa ; ξ 为三轴应力系数, $\xi = (1 + \sin \varphi_0) / (1 - \sin \varphi_0)$ 。

对于木瓜煤矿 10-109 工作面各参数如下: $K = 2.5$, $m = 3.1 \text{ m}$, $\varphi_0 = 20^\circ$, $C_0 = 1.0 \text{ MPa}$, $\gamma = 25 \text{ kN/m}^3$, $H = 300 \text{ m}$, $P_1 = 1.35 \text{ MPa}$, $f = \tan(\varphi_0/4)$ 将各参数带入式 (2), 可得 x_0 为 11.5 m 左右。

回采在煤壁上引起的支承压力大小随工作面的推进距离和采动影响的延续而变化。一般情况下, 在回采工作面 50—100 m 处受到采动影响后, 随工作面的临近, 原岩应力 γH 按指数曲线增长到 $K\gamma H$, 所以应力集中系数 K 是巷道与沿回采工作面推进方向的距离 L 以及采动影响的延续时间 t 的函数。 K 值一般在回采工作面后方 0—50 m 处达到最大, 一般为 3.0。

2 数值模拟

2.1 采场模型

建立采场模型长 \times 宽 \times 高为 $400 \text{ m} \times 200 \text{ m} \times 150 \text{ m}$, 岩性分类及力学参数见表 1。

表 1 模型各岩层力学参数

岩性	厚度/ m	弹性模 量/GPa	抗压强 度/MPa	泊松比	容重/ ($\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$)	内摩擦 角/($^\circ$)
砂质泥岩	3.4	32.0	32.0	0.40	27.0	30
细砂岩	4.9	16.0	48.5	0.32	24.0	31
9 号煤	2.5	6.0	10.9	0.35	14.0	28
砂质泥岩	2.7	32.0	32.0	0.40	27.0	30
中砂岩	5.2	12.0	84.6	0.22	25.0	38
泥岩	2.0	10.0	32.3	0.33	26.0	29
10 号煤	3.1	6.0	10.9	0.35	14.0	28
泥岩	1.6	10.0	32.3	0.33	26.0	29
粉砂岩	4.4	30.5	54.7	0.25	26.5	33
泥岩	3.5	10.0	32.3	0.33	26.0	29

模型上边界施加 7.5 MPa 载荷, 侧压系数取 1.0; 周围各边界均为水平位移约束, 底部为固定位移约束; 对采场进行分步开挖, 采场及回风巷道均按照实际布置。10-109 工作面回采后垂直应力云图如图 4 所示。

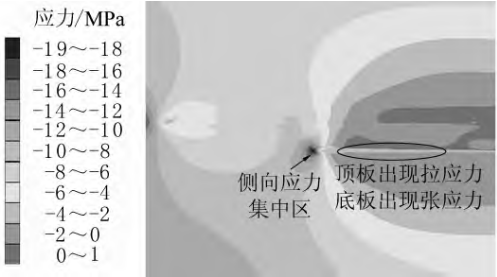


图 4 10-109 工作面回采后垂直应力分布云图

2.2 计算分析

由图 4 可知, 在工作面推过监测点附近区域时, 工作面周围围岩应力重新分布, 在 1092 巷道靠近实体煤的一侧形成应力集中区。在 1092 巷道靠近采空区一侧的微震事件主要由于 10-109 工作面顶板的下沉冒落、底板的采动破坏及 9 号煤采空区岩石的重新活动, 回采后 10-109 工作面顶板出现拉应力, 底板出现张应力。

通过采场模型分步开挖的计算, 分别绘出了工作面相对距离钻孔 2 所在的分析断面 (图 5) 为 -10、0、10、20、30 m 时采场侧向煤岩体侧向支承压力分布规律曲线, 如图 6 所示。

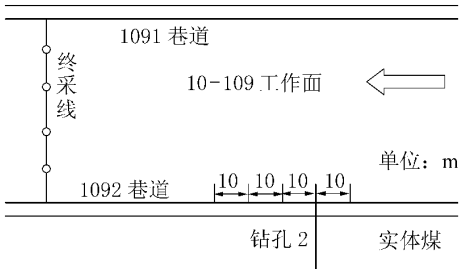


图 5 钻孔 2 分析断面位置示意

1) 如图 6a 所示, 随着回采工作面的推进, 侧向支承压力不断变化, 在工作面推进至钻孔 2 所在巷道断面前方 10 m 时, 侧向支承压力有明显变化, 且随工作面向前推进, 侧向支承压力逐渐增大; 当回采工作面推过钻孔 2 所在巷道断面 30 m 后, 侧向支承压力开始趋于稳定, 并逐渐趋向缓和与均化, 即峰值逐渐降低, 而影响范围逐渐扩大。

2) 如图 6b 所示, 支承压力峰值随采场的推

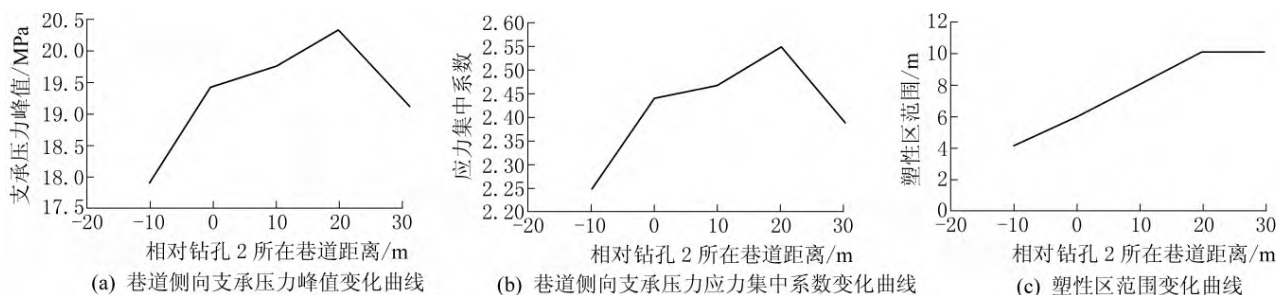


图6 采场侧向煤岩体侧向支承压力分布规律曲线

进不断向煤体深处转移, 应力集中系数越来越大, 在工作面推进至钻孔2所在巷道断面前方10 m的范围, 侧向支承压力就有明显的影响, 应力集中系数达到2.25; 当回采工作面推过钻孔2所在的分析巷道断面20 m的时候, 应力增高系数达到最高2.55, 此后开始降低, 最后在回采工作面推过钻孔2所在的分析巷道断面30 m的时候趋于稳定, 成为长期稳定的残余支承压力。

3) 如图6c所示, 沿倾斜方向煤岩体内的塑性区范围随着回采工作面的不断推进逐渐扩大, 当回采工作面推过钻孔2所在的分析巷道断面30 m时, 塑性区范围几乎不再变化, 最终稳定在煤体内10 m左右地方。

3 现场实践

通过对木瓜矿煤柱留设方案理论分析、数值模拟结果、现场实践结果, 在距离1092巷道下帮煤壁16~18 m处开掘巷道, 如图7所示, 此时巷道处于侧向支承压力降低区域, 考虑安全性, 现场煤柱的宽度最终确定为18 m。经过2年的现场应用, 经现场监测在距离工作面0—30 m巷道表面位移表现最为剧烈, 最大顶底板移近量为60~90 mm, 最大两帮位移达100~140 mm; 超过30 m以后, 表面位移逐渐变小, 直至趋于稳定。巷道表面位移监测结果表明受10—109综采工作面采动影响小, 应用该煤柱方案能保证工作面正常安全回采。

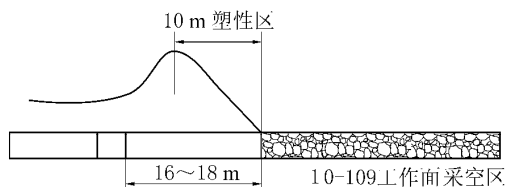


图7 巷道掘进现场施工设计

4 结 论

1) 依据矿山压力与岩层控制理论建立了侧向岩层断裂的三角块结构力学模型, 并得出了长壁开采基本顶的侧向断裂跨度 L_2 与基本顶的周期来压步距 L_1 近似相等, 均为11.9 m; 三角块B基本顶在煤体中的断裂位置 x_0 为11.5 m。

2) 建立了三维采场有限元模型, 通过采场模型分步开挖的计算, 分别绘出了工作面相对距离钻孔2所在的分析断面为-10、0、10、20、30 m时巷道侧向支承压力峰值变化、应力集中系数变化和塑性区范围曲线。

3) 根据理论分析和数值模拟研究得出沿工作面倾向侧向支承压力的分布规律, 可以设计煤柱宽度方案, 该矿以往回采经验, 区段煤柱留设的宽度一般为20 m左右, 发现由于10号煤处于9号煤采空区底板的应力释放区, 侧向支承压力曲线峰值不大(仅20 MPa), 因此可以在距离工作面回风巷道下帮煤壁16~18 m处开掘巷道, 此时巷道处于侧向支承压力降低区域, 煤柱的宽度为16~18 m, 能保证工作面的正常安全回采。

参考文献:

- [1] 张百胜, 杨双锁, 翟英达, 等. 极近距离煤层回采巷道合理位置确定方法的探讨 [J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27 (1): 97-101.
- [2] 黄艳利, 张吉雄, 范军, 等. 近距离煤层回采巷道布置方案 [J]. 煤矿安全, 2009, 40 (9): 66-68.
- [3] 陆士良. 岩巷的矿压显现与合理位置 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1984: 50-60.
- [4] 柏建彪, 王卫军, 侯朝炯, 等. 综放沿空掘巷围岩控制机理及支护技术研究 [J]. 煤炭学报, 2000, 25 (9): 478-481.
- [5] 周志利, 柏建彪, 肖同强, 等. 大断面煤巷变形破坏规律及控制技术 [J]. 煤炭学报, 2011, 36 (4): 556-561.
- [6] 欧阳昶, 柏建彪, 王春雷, 等. 王庄煤矿动压破碎围岩回采巷道支护技术 [J]. 煤炭科学技术, 2009, 37 (9): 4-7.
- [7] 钱鸣高, 石平五. 矿山压力与岩层控制 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003: 115-130.
- [8] 宋振骥. 实用矿山压力控制 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1992: 65-75.