

8.5 m 大采高综采工作面煤壁稳定性的理论分析

吴浩,宋选民

(太原理工大学 采矿工艺研究所,山西 太原 030024)

摘要:大采高综采工作面片帮问题是影响高效安全开采的主要因素之一,为了研究大采高对煤壁稳定性的影响,基于上湾矿四盘区 1⁻² 煤层 8.5 m 大采高工作面围岩力学条件,采用压杆理论分析煤壁的挠度特征,得到煤壁容易发生片帮的位置在煤壁的中上部;并提出梯形滑块模型,在考虑摩擦力的前提下通过力学计算,得到护帮力不能小于 0.251 MPa;针对 8.5 m 超大采高综采工作面,特别提出了采用支架增压增力复合护帮机构支护方式,护帮板长度分别为 1 100、1 600、800 mm,总长度达 3 500 mm,可以有效地减少工作面大块煤壁片帮现象。

关键词:大采高;煤壁片帮;压杆理论;塑性区深度;护帮力

中图分类号:TD323

文献标志码:A

文章编号:0253-2336(2015)03-0022-04

Theoretical analysis on coal wall stability of fully mechanized 8.5 m high cutting longwall mining face

WU Hao, SONG Xuan-min

(Research Institute of Mining Technology, Taiyuan University of Technology, Taiyuan 030024, China)

Abstract: The spalling problems of a fully mechanized high mining face was one of the major factors affected to the high efficient and safety mining. In order to study the high cutting mining affected to the stability of the coal mining wall, based on the surrounding rock mechanics conditions of the 8.5 m high cutting mining face in No. 1⁻² Seam of No. 4 Mining Block in Shangwan Mine, a compressive bar theory was applied to analyze the bending features of the coal wall and a location of the coal wall easy to cause spalling obtained was at the middle-upper part of the coal wall. A ladder slide model was provided. In consideration of the friction force, with the mechanics calculation, a conclusion on the sidewall protection force no less than 0.251 MPa was obtained. According to the 8.5 m ultra high fully mechanized coal mining face, a support method with a pressure increased and force increased compound sidewall protection mechanism of the powered support was provided. The sidewall protection plate with a length of 1 100, 1 600 and 800 mm individually and a total length of 3 500 mm could effectively reduce the large area spalling phenomenon occurred in the coal mining face.

Key words: ultra high mining height; spalling from coal wall; compressive bar theory; depth of plastic zone; sidewall protecting force

0 引 言

大采高综采工作面有着生产能力大、采出率高、安全条件和经济效益好等突出优点,现广泛应用于徐州、晋城、西山、神府等矿区,逐渐成为我国缓倾斜厚煤层的主要开采方式之一。从 20 世纪 80 年代初,我国就开始将厚煤层的机械化分层开采改为一

次采全高开采,但受到液压支架和煤机制造水平的限制,最大采高局限于 3~5 m。随着近 2 年的技术水平的提高,综采工作面的采高已经超过 7 m,向更高的 8 m 以上特大采高发展,这也对特大采高综采成套设备,特别是支护设备提出了新的要求。

随着采高的增加,大采高综采工作面煤壁片帮深度可达一米甚至几米,严重影响工作面的推进速

收稿日期:2014-10-10;责任编辑:曾康生 DOI:10.13199/j.cnki.est.2015.03.006

基金项目:山西省科技攻关资助项目(200631118-02)

作者简介:吴浩(1989—),男,黑龙江齐齐哈尔人,硕士研究生。Tel:18591772290, E-mail:whwhwhwhy@sohu.com

引用格式:吴浩,宋选民. 8.5 m 大采高综采工作面煤壁稳定性的理论分析[J]. 煤炭科学技术, 2015, 43(3): 22-25.

WU Hao, SONG Xuan-min. Theoretical analysis on coal wall stability of fully mechanized 8.5 m high cutting longwall mining face[J]. Coal Science and Technology, 2015, 43(3): 22-25.

度和安全生产开采。煤壁片帮后,空顶距增大,引起端面漏冒,导致顶板条件恶化,而顶板条件恶化又导致支架受力不均。目前,控制煤壁片帮和架前冒顶的方法主要有:提高支架初撑力;带压移架;快速移架;减小支架梁端距;采用合理的支架护帮机构等。煤壁片帮是支承压力作用的结果,与煤体强度、煤的裂隙发育状态有直接关系。因此,研究煤壁的力学特征,是控制煤壁片帮的基础。

针对上湾矿四盘区 1⁻² 煤层厚度稳定、韧性强和冒放性差的特性,提出了研究 8.5 m 大采高综采方法的可行性。8.5 m 大采高综采工作面受煤壁片帮冒顶影响,更容易造成支架部件损坏甚至整体倾倒,造成顶板事故,这样的情况无法实现高产高效,同时也对安全生产造成威胁^[1]。笔者主要针对 8.5 m 大采高工作面煤壁失稳情况,将煤壁失稳简化成梯形滑块的力学模型,以此对护帮力和支护方式进行确定。在确保生产安全、高效的前提下,极大地发挥大采高的潜力。

1 煤层地质条件

上湾矿四盘区 1⁻² 煤层均厚 8.45 m,煤层倾角 1°~3°,属于较稳定煤层,埋深 88~237 m,平均埋深 180 m,顶板岩性以粉砂岩和粗粒砂岩为主,顶板厚度 11.3~20.4 m;底板岩性以粉砂岩为主,局部泥岩,底板厚度为 7.7~16.1 m。通过力学性能测试得到煤的单向抗压强度为 19.68 MPa、普氏系数 1.29、泊松比 0.27、内摩擦角 20°。通过力学分析判定 8.5 m 大采高下煤壁的稳定性情况,在护帮力的计算和设备选型方面要充分考虑顶板和底板的承受能力。

2 工作面煤壁稳定性分析

2.1 工作面煤壁片帮力学分析

煤在自然状态下,上覆岩层作用形成的垂直应力为 γH ,相应水平应力为 $\mu\gamma H/(1-\mu)$, γ 为上覆岩层容重, H 为采深, μ 为岩层泊松比。随着煤层回采,煤体由原始的三向应力状态变为二向应力状态甚至单向应力状态,单向应力状态或二向应力状态的稳定性远低于三向应力状态。在回采推进的过程中,采动应力将引起基本顶的初次来压和周期来压,其基本顶的回转运动对直接顶的各种拉伸剪切破坏将大部分支承压力施加在煤壁上。就煤壁本身而言,其中也存在有大量的层理节理,采动也会促使岩

层裂隙发展,易发生滑落式、劈裂式、横拱式或压剪式片帮现象^[2-3]。

回采工作面前方将会出现超前支承压力,同时也随着回采工作面的前移而逐步推进,当煤壁处于破裂区和塑性区时其稳定性小。上湾矿四盘区 1⁻² 煤的平均埋深 H 为 237 m,上覆岩层容重 $\gamma = 26 \text{ kN/m}^3$,则其垂直应力为 6.162 MPa,则工作面前方应力峰值为 $K\gamma H$, K 为应力集中系数,取 $K=4$,则 $K\gamma H=24.648 \text{ MPa}$ 。由岩石力学的库仑破坏准则有

$$\sigma_1 = \sigma_c + \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \sigma_3 \quad (1)$$

式中: σ_1 为煤壁在三向受力下破坏的抗承压强度; σ_c 为煤体的单轴抗压强度,取 19.68 MPa; φ 为煤的内摩擦角,取 20°; σ_3 为水平应力, $\sigma_3 = \mu\gamma H/(1-\mu)$,实测得 $\mu=0.27$ 。

当采高为 8.5 m 时,在理想状态下,将相应参数代入式(1),可以得到煤壁在三向受力下破坏的抗压强度 $\sigma_1 = 24.32 \text{ MPa}$ 。随着采高的增加,支承压力随之增大,煤壁的破坏深度即工作面前方塑性区深度 χ_0 为^[4]

$$\chi_0 = \frac{h}{2\xi f} \ln \frac{K\gamma H + C \cot \varphi}{\xi(P_1 + C \cot \varphi)} \quad (2)$$

式中: h 为煤层开采厚度,取 8.5 m; ξ 为三轴应力系数, $\xi = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}$; f 为顶板与煤层接触面的摩擦因数,取 0.5; C 为黏聚力,取 2.3 MPa; P_1 为支架对煤壁的支护强度,即支护力。

由此可知,塑性区深度随着采高和应力增高系数的增加而明显增加,当煤层本身的内摩擦角和黏聚力增大时,采高和应力的变化对煤柱塑性区最大深度的影响减弱。当支护力 $P_1 = 0$ 时,将参数代入式(2)可得 $\chi_0 = 3.654 \text{ m}$ 。

根据现有的 7.0 m 以下大采高开采工程实践,可采用增加液压支架护帮强度和支架的工作阻力、加固煤体、降低采高等方法减小塑性区的深度,以达到维持煤壁稳定性的目的。但上湾矿四盘区 1⁻² 煤层均厚 8.5 m,采高的减小将导致煤炭采出率的下降,而锚杆锚索加固或者化学药剂加固的方法适用于工作面长度较小情形,对于长达 300 m 的工作面,不仅费工费时,而且安全性得不到保障。因此,增加工作面液压支架的护帮等级和增大支架工作阻力就成为了 8.5 m 大采高综采工作面保证煤壁稳定性的可选技术途径。

2.2 大采高工作面煤壁破碎区及液压支架护帮强度预测力学模型

由于煤壁片帮受多种因素影响,故在处理煤壁片帮问题时,先将煤壁稳定的实际问题进行简化,即采用目前使用率最多的一端弹性支撑,另一端刚性固支的压杆受力模型,如图1所示。

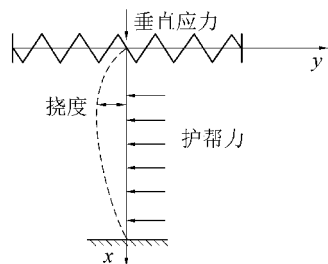


图1 压杆的受力模型

针对此模型,做出以下4点假设:

1) 首先不考虑铅直方向煤壁自身质量,煤壁自重沿着垂直方向对挠度影响较小。

2) 不考虑垂直方向的压缩变形量,在完整性较好的中硬煤壁的压缩量一般不足采高的1%,故忽略其对挠度的影响。

3) 忽略煤壁剪切变形,煤壁产生剪切变形的位位置主要发生在节理上,而节理的位置和大小不确定,为了更简化地模拟出煤壁受压应力的状况,故不考虑剪切变形对挠度的影响。

4) 不考虑水平力对煤壁的影响。由参考文献[5-7]可知,在假设煤壁完整性良好的前提下,可以得到煤壁破坏挠度最大的点在距离顶板 $0.35h$ 处。考虑实际情况,当煤壁处于临界状态下,如果顶板压力继续增加,煤壁将从距离顶板 $0.35h$ 处开始失稳。考虑 $h=8.5\text{ m}$ 的大采高,距离底板 5.525 m 处侧向位移最大处首先发生失稳破坏。故护帮总高度不得低于 2.97 m ,但对于 8.5 m 大采高,目前在世界上都没有现场开采的数据,所以为了确保煤壁的稳定性,可以适当增加护帮板的长度,在这里设计护帮长度为 3.56 m 。

对大采高而言,为提高煤壁的稳定性,增加支护强度,按照目前的支架设计制造技术水平,可采用新型增压增力复合护帮机构^[8-12]提升一级护帮的支撑力,且通过立柱本身增压系统的相互切换,达到对整个护帮机构增力的效果,并可以通过伸缩机构与护帮机构相互分离的顶梁结构型式,有效防止顶板冒落。护帮板长度可为 $1\ 100$ 、 $1\ 600$ 、 800 mm ,其总长度达 $3\ 500\text{ mm}$ 。

2.3 护帮力的力学计算

为求出支护力的最小值,可以把片帮的过程简化成一个滑块沿斜面下滑的过程,如图2所示。斜面与水平面所成夹角为 α ,支护力为均布载荷 q_1 ,接触面上受到一个向上的摩擦力 f_1 。化简上覆岩层的压力为线性递减载荷,岩层与煤之间存在摩擦力 f_3 。滑块与斜面也存在支撑力 q 和摩擦力 f_2 。当梯形滑块刚好处于平衡状态且有下滑趋势但并未下滑时,支护力有最小值,即左端接触面刚好处于不受力的临界状态。

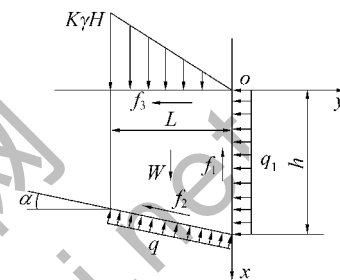


图2 煤壁破坏简化模型

梯形滑块本身自重 W 为

$$W = \frac{1}{2} \gamma L (2h - L \tan \alpha) \quad (6)$$

式中: L 为梯形滑块的宽度; h 为梯形滑块的长边长度,即采高; α 为斜边与水平面的夹角。

将斜面上均布支反力 q 化简成等效力 F_N , F_N 可以分解为 x 、 y 轴2个分量, q_1 为护帮力,联立建力学平衡方程式。

在 x 轴方向:

$$W + K\gamma H/2 - f_1 - F_N \cos \alpha - f_2 \sin \alpha = 0 \quad (7)$$

在 y 轴方向:

$$q_1 h + f_3 - F_N \sin \alpha + f_2 \cos \alpha = 0 \quad (8)$$

且 $f_1 = \mu_1 q_1 h$; $f_2 = \mu_2 F_N$; $f_3 = \mu_3 K\gamma H/2$

护帮板和围岩的摩擦因数为 μ_1 ,煤和煤的摩擦因数为 μ_2 ,直接顶和煤层的摩擦因数为 μ_3 。

联立式(7)、(8)可以得到

$$F_N = \frac{W + K\gamma H/2 - \mu_1 q_1 h}{\cos \alpha + \mu_2 \sin \alpha} = \frac{q_1 + f_3}{\sin \alpha - \mu_2 \cos \alpha}$$

$$\text{令 } A = (W + K\gamma h/2)(\sin \alpha - \mu_2 \cos \alpha);$$

$$B = f_3(\cos \alpha + \mu_2 \sin \alpha)$$

可以得出

$$q_1 = \frac{A - B}{h(\cos \alpha + \mu_2 \sin \alpha + \mu_1 \sin \alpha - \mu_1 \mu_2 \cos \alpha)} \quad (10)$$

式中:基于上湾矿四盘区 1^{-2} 煤的物理力学性质,取

$\alpha = 45^\circ - \varphi/2$ (1⁻² 煤的内摩擦角 $\varphi = 20^\circ$); 片帮深度 $L = 117.35e^{0.254 \cdot 3h}$ (h 为全采高 $h = 8.5$ m); 可以计算出 $L = 1.019$ m。

另外, 容重 $\gamma = 26.07$ kN/m³, 内摩擦角的正切值为煤与煤之间的摩擦因数 $\mu_2 = \tan 20^\circ = 0.364$, 取 $\mu_1 = 0.5$, $\mu_3 = 0.2$, 代入 (10) 式可以算出护帮力约为 0.251 MPa。

3 结 论

1) 当开采高度达到 8.5 m 时, 必须有足够的护帮力。

2) 适当增加工作面液压支架的护帮等级, 增大支架工作阻力, 可以提高大采高围岩的稳定性。

3) 8.5 m 大采高煤壁挠度最大点在距离底板 5.525 m 处, 可以确定护帮板的长度为 3.5 m, 各级护帮长度分别为 1 100、1 600、800 mm, 且护帮力至少为 0.251 MPa。

参考文献:

- [1] 弓培林. 大采高采场围岩控制理论及应用研究[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2006: 4-6.
- [2] 田取珍, 张爱斌, 路全宽, 等. 厚煤层大采高综采工作面煤壁稳定性研究[J]. 太原理工大学学报, 2012, 43(1): 73-76.

(上接第 21 页)

真正实现了长短锚杆与围岩作用力的相互协调, 长短锚杆与围岩的变形协调。

3) 长短锚杆协调支护技术现场工业性试验结果显示, 顶板在 30 ~ 40 d 后基本稳定, 顶板在基本稳定后的下沉量在 100 ~ 200 mm, 支护体并未出现支护失效的现象。

参考文献:

- [1] 何满潮. 中国煤矿软岩巷道支护理论与实践[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1996: 1-17.
- [2] 王 建. 大断面软岩巷道深空注浆和注浆锚杆联合支护[J]. 煤矿开采, 2008, 13(6): 36-38.
- [3] 赵庆彪, 刘长武. 软岩巷道锚注加固系统的/网络 O 效应[J]. 金属矿山, 2003, 32(12): 21-23.
- [4] 王襄禹, 柏建彪, 胡志超. 软岩巷道围岩的流变特性及其控制技术[J]. 煤炭工程, 2008(2): 73-75.
- [5] 王卫军, 侯朝炯. 软岩巷道支护参数优化与工程实践[J]. 岩石力学与工程学报, 2000, 19(5): 647-650.
- [6] 李取生, 薄福利, 丁希阳, 等. 深部软岩巷道变形特征及其控制技术[J]. 山东科技大学学报: 自然科学版, 2010, 29(4):

- [3] 翟英达, 李宝富. 回采巷道外错布置的理论与实践[J]. 太原理工大学学报, 2006, 37(4): 420-422.
- [4] 熊仁钦. 关于煤壁内塑性区宽度的讨论[J]. 煤炭学报, 1989, 14(3): 16-22.
- [5] 尹希文, 闫少宏, 安 宇. 大采高综采面煤壁片帮特征分析与应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(2): 222-225.
- [6] 张银亮, 刘俊峰, 庞义辉, 等. 液压支架护帮机构防片帮效果分析[J]. 煤炭学报, 2011, 36(4): 691-695.
- [7] 曹立军. 液压支架护帮“低头”现象的原因分析[J]. 煤矿机械, 2012, 33(1): 196-198.
- [8] 王建鲁, 邢泽华. 解析法计算护帮装置的有效支撑力[J]. 煤矿机械, 2013, 34(4): 13-14.
- [9] 陈 亮, 孟祥瑞, 高召宁, 等. 大采高综采工作面煤壁偏帮机理分析[J]. 煤炭科学技术, 2011, 39(5): 18-24.
- [10] 孟庆坤, 李明忠, 胡万昌. 淮北矿区三软合并煤层大采高液压支架设计[J]. 煤炭科学技术, 2008, 36(11): 72-75.
- [11] 赵宏珠. 大采高支架的使用及参数研究[J]. 煤炭学报, 1991, 16(1): 32-38.
- [12] 刘 娜, 李传明, 仲丛和. 特大采高液压支架增压增力复合护帮机构的研究[J]. 煤矿机械, 2013, 34(10): 143-144.
- [13] 袁 广, 刘铁军, 王 旭, 等. 液压支架护帮板的力学分析与计算[J]. 煤矿机械, 2010, 31(9): 19-20.
- [14] 徐 坚, 李秀玲. 液压支架护帮板的改进设计[J]. 煤矿机械, 2014, 35(2): 143-144.
- [15] 王国法. 高端液压支架及先进制造技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2010.

- 8-14.
- [7] 李达军. 深部软岩巷道卸压支护技术研究[J]. 矿业工程研究, 2009, 24(2): 10-13.
- [8] 童义学. 软岩巷道二次支护技术的应用[J]. 煤炭科学技术, 2004, 23(12): 16-18.
- [9] 柏建彪, 王襄禹, 姚 喆. 高应力软岩巷道耦合支护研究[J]. 中国矿业大学学报, 2007, 36(4): 421-425.
- [10] 陆银龙, 王连国, 张 蓓, 等. 软岩巷道锚注支护时机优化研究[J]. 岩土力学, 2012, 33(5): 1395-1401.
- [11] 柏建彪, 王襄禹, 贾明魁, 等. 深部软岩巷道支护原理及应用[J]. 岩土工程学报, 2008, 30(5): 632-635.
- [12] 王襄禹, 柏建彪, 李 伟. 高应力软岩巷道全断面松动卸压技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(1): 37-40.
- [13] 李树清, 王卫军, 潘长良, 等. 加固底板对深部软岩巷道两帮稳定性影响的数值分析[J]. 煤炭学报, 2007, 32(2): 123-126.
- [14] 李学华, 姚强岭, 张 农, 等. 软岩巷道破裂特征与分阶段分区控制研究[J]. 中国矿业大学学报, 2009, 38(5): 618-623.
- [15] 孙晓明, 何满潮. 深部开采软岩巷道耦合支护数值模拟研究[J]. 中国矿业大学学报, 2005, 34(2): 166-169.
- [16] 孙晓明, 杨 军, 郭志彪. 深部软岩巷道耦合关键技术研究[J]. 煤矿支护, 2009(1): 17-22.