

极软厚煤层“抱采”放顶煤采煤法与液压支架设计研究

李明忠^{1,2}, 李雪伟³, 胡万昌^{1,2}(1. 天地科技股份有限公司 开采设计事业部, 北京 100013; 2. 煤炭科学研究总院 开采设计研究分院, 北京 100013;
3. 平顶山煤矿机械有限责任公司, 河南 平顶山 467000)

[摘要] 针对淮北矿区芦岭煤矿极软厚煤层赋存情况, 提出一种适应极软厚煤层开采的“抱采”放顶煤采煤法和适应极软厚煤层要求的放顶煤液压支架。该采煤法采用“负梁端距”的支护形式, 采煤机滚筒在支架顶梁(伸缩梁)下割煤、装煤; 液压支架伸缩梁前端带有铲煤板, 能够铲平冒落不平整的顶煤; 液压支架伸缩梁、顶梁、掩护梁、尾梁带有双侧活动侧护板, 能够对回采工作面全封闭管理, 实现了芦岭煤矿极软厚煤层的安全开采。

[关键词] 极软厚煤层; 抱采放顶煤; 液压支架; 负梁端距

[中图分类号] TD353 **[文献标识码]** B **[文章编号]** 1006-6225(2013)06-0046-03

“Hugging” Top-coal Caving Method for Extremely-soft Thick Coal-seam and Powered Support Design

放顶煤采煤法是我国厚煤层高效开采方法之一^[1], 极软厚煤层由于煤岩体弱胶结, 煤呈松散体状态, 在采动超前压力作用下, 煤壁片帮、端面冒顶严重^[2-4], 采用传统综放开采工艺无法正常生产, 用其他开采方法效率极低。因此, 如何实现极软厚煤层安全高效开采, 具有重要的现实意义。

1 煤层赋存情况

淮北矿区芦岭煤矿 8 煤与 9 煤层间距平均 2.5m, 由浅至深 8 煤与 9 煤出现合并现象, 8 号煤层平均厚约 8.56m 左右, 9 号煤层平均厚约 2.64m; 煤层极软, $f = 0.1 \sim 0.3$; 煤层倾角 $8 \sim 15^\circ$, 平均 12° ; 煤层结构简单; 煤易自燃; 8 号煤上分层已开采, 合并层直接顶为 8 号煤分层回采后剩余煤厚, 基本顶为一分层回采后再生顶板, 直接底为泥岩。

根据以往开采实践, 8 号及 9 号煤层顶板是再生顶板, 加上煤体极为松软, 煤壁片帮后梁端极易发生冒顶现象^[2-4]。另外, 顶煤容易从液压支架伸缩梁间隙处渗漏, 造成直接顶下沉引起工作面端面处发生冒顶, 影响工作面正常推进, 直接影响工作面的安全生产。

2 极软煤层的“抱采”放顶煤采煤法

2.1 “抱采”放顶煤采煤法的提出

目前, 综采放顶煤采煤法工作面设备配套方式普遍采用及时支护方式, 机采高度即为放顶煤液压

支架支护高度。采煤机后滚筒割煤后, 支架及时跟机移架。由于支架前方顶板得到即时支护, 因而这种支护方式在综放工作面被广泛采用。

然而, 根据 8, 9 煤合并层赋存情况, 采用常规综放开采方式, 煤壁片帮严重, 影响工作面正常开采与安全, 为此, 改变常规开采工艺, 让采煤机滚筒在顶梁下部割煤装煤, 使采煤机与液压支架的配套关系变为超前支护, 形成“负梁端距”条件下的“抱采”工艺特点。

2.2 “抱采”放顶煤采煤法工艺原理

如前所述, 极软厚煤层“抱采”式采煤方法, 工作面支护方式为“超前支护”, 即机采截割工作循环开始时采煤机滚筒在支架顶梁下截割、装煤, 形成“负梁端距”条件下的“抱采”工艺。如图 1 所示, 采煤机在顶梁下割装煤之后, 支架伸出伸缩梁, 推前部输送机, 然后放煤, 拉架, 完成一个工作循环, 形成“抱采”工艺特征, 实现极软煤层的放顶煤安全、高效开采。

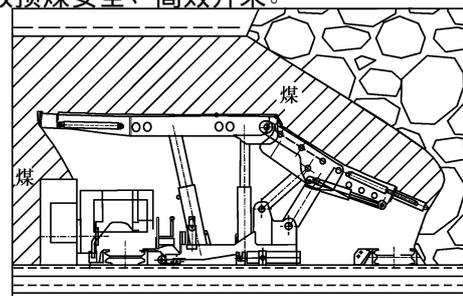


图1 极软煤层“抱采”放顶煤开采方法

[收稿日期] 2013-07-31

[基金项目] 2012 年中央国有资本经营预算重大技术创新及产业化资金项目(财企[2012]383号)

[作者简介] 李明忠(1978-), 男, 山东郓城人, 副研究员, 在职博士研究生, 从事综采液压支架及支护技术研究工作。

3 适于“抱采”放顶煤采煤方法的液压支架设计

3.1 支架合理工作阻力的确定

对于“三软”中厚煤层开采, 支架合理的工作阻力既要能够支撑住顶板、抵抗住顶板的来压、保护工作面作业人员的安全, 又要能够缓解煤壁的压力, 减缓甚至消除煤壁片帮和端面漏冒。从支撑顶板的要求出发, 煤层松软、顶板和底板软的中厚煤层所需要的工作阻力并不大, 但从缓解煤壁片帮而言, 高的工作阻力可以减少煤壁的压力, 有利于缓解煤壁的片帮。

支架支护强度采用公式进行估算:

$$q = K_d \cdot (q_{\text{岩}} + q_{\text{顶煤}}) = K_d \cdot (\gamma_{\text{顶}} \cdot h + \gamma_{\text{煤}} \cdot M_d) = 901 (\text{kN/m}^2)$$

式中, q 为工作面支架所需支护强度, kN/m^2 ; K_d 为基本顶失稳时的动载系数, 取 1.2; $q_{\text{岩}}$ 为垮落带岩层自重应力, kN/m^2 ; $\gamma_{\text{顶}}$ 为顶板岩层容重, 取 25 kN/m^3 ; h 为垮落顶板高度, 取 25.4m; $q_{\text{顶煤}}$ 为支架上方顶煤自重应力, kN/m^2 ; $\gamma_{\text{煤}}$ 为顶煤容重, 取 13.0 kN/m^3 ; M_d 为顶煤厚度, 取 8.9m。

工作面支护强度确定以后, 支架工作阻力主要取决于支护顶板的控顶面积。工作阻力确定如下:

$$P = q \cdot B \cdot L / \eta = 6196 (\text{kN})$$

式中, B 为支架中心距, 1.5m; L 为控顶距, 4.36m; η 为支撑效率, 取 0.95。

根据计算结果及我国行业标准中立柱系列, 可以选取前立柱缸径为 $\phi 250 \text{ mm}$ 的立柱, 后立柱缸径为 $\phi 200 \text{ mm}$ 的立柱, 为充分发挥立柱的效能, 取安全阀开启压力为 39.75MPa, 选取支架所需的工作阻力为 6400kN。

3.2 支架高度的确定

根据芦岭矿多年来的回采经验、有利于工作面支护系统的稳定, 以及煤炭资源回收、单产的提高等综合因素, 若采高加大, 煤壁片帮、漏顶的几率将增加, 处理片帮、漏顶的时间大大增加, 造成效率低下, 工作面的单产反而不高。

为此, 对采高与支架支护强度、顶板下沉量的关系进行了数值模拟 (图 2), 结合立柱液压行程 (即支架伸缩比) 及行人、通风等要求, 确定支架结构高度为 1.75 ~ 2.8m, 采高 H 控制在 2.1 ~ 2.4m。

3.3 支架密封措施

为保证极软煤层放顶煤工作面的顺利开采, 防止漏煤, 对支架结构的密封性能进行了重点设计, 主要措施如下:

(1) 改变传统伸缩梁结构型式。伸缩梁上表

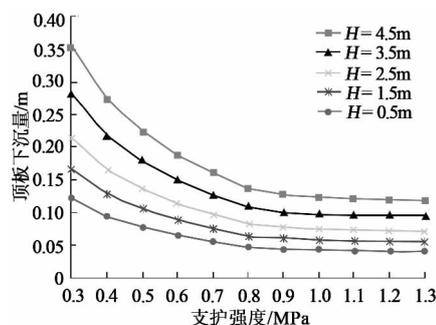


图 2 采高与支护强度、顶板下沉量的模拟关系

面顶板采用整板结构, 前端部安装双侧活动侧护板, 实现架与架之间的全封闭, 其后端可以完全伸入到顶梁中, 减少支架间的缝隙。

(2) 顶梁与掩护梁侧护板之间增加挡矸板, 避免顶煤在支架间的缝隙中渗漏。

(3) 支架的铲式伸缩梁、顶梁、掩护梁和尾梁设置双侧活动侧护板, 侧护板延长到支架的前、后部, 实现了支架对顶板的全封闭支护。

(4) 两相邻支架尾梁之间采用侧护板进行了密封。

3.4 铲式伸缩梁结构

铲式伸缩梁的前端装有反向 L 型铲煤板, 在煤壁片帮不充分的情况下, 伸缩梁千斤顶的推力足以铲掉没有片帮冒落的顶煤, 如果煤壁片帮充分, 伸出铲式伸缩梁可以护住裸露顶板, 避免造成大面积的冒顶事故, 并且伸缩千斤顶行程大于一个采煤机的截深。

4 放顶煤液压支架主要参数及结构特点

4.1 主要技术参数

放顶煤液压支架主要技术参数如表 1 所示。

表 1 放顶煤液压支架主要技术参数

技术参数	数值
型式	四柱正四连杆放顶煤液压支架
高度 (最低/最高) /mm	1750/2800
宽度 (最小/最大) /mm	1420/1590
中心距/mm	1500
初撑力 ($P = 31.5 \text{ MPa}$) /kN	4908 ~ 4993
工作阻力 ($P = 39.75 \text{ MPa}$) /kN	6194 ~ 6301
对底板比压 (前端) /MPa	2.45 ~ 3.42
支护强度/MPa	0.96 ~ 0.98

4.2 主要结构特点

ZF6400/17.5/28 型放顶煤液压支架结构如图 3 所示, 其主要结构特点如下:

(1) 为减少支架控顶面积, 采煤机割煤时支架前立柱前部无人行通道。

(2) 长伸缩梁结构, 伸缩梁千斤顶行程

800mm, 大于一个移架步距, 伸缩梁上带有铲板结构, 能够对片帮不平整的顶板进行铲平。

(3) 伸缩梁及尾梁设置双侧活动侧护板, 实现对顶煤的全封闭支护。

(4) 前柱前倾, 前柱缸径大于后柱缸径。

(5) 后排立柱采用单伸缩立柱, 上腔加锁, 使其具有抗拉能力, 对软煤层的适应性更强。

(6) 支架具有较大移架力, 可实现擦顶移架。

(7) 设置抬底机构, 当支架出现扎底时, 可通过抬底千斤顶将支架底座前端抬起, 利于移架和减少清理浮煤工作量。

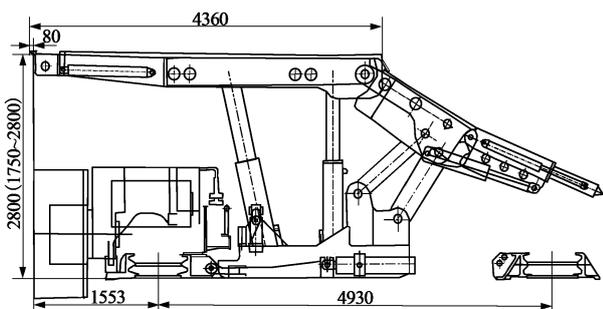


图 3 ZF6400/17.5/28 型放顶煤液压支架

5 结束语

根据芦岭煤矿极松软的煤层地质条件, 提出“抱采”综采放顶煤采煤法和适应极软煤层“抱采”放顶煤开采工艺要求的放顶煤液压支架, 从芦岭煤矿支架工作面阻力观测数据得到工作面周期来压规律, 初次来压距离 27m 左右, 来压时伴随有

煤壁片帮现象, 动载系数 1.3; 周期来压步距为 6~15m, 平均步距 10m 左右, 来压时动载系数 1.3, 矿压显现并不剧烈, 煤壁的片帮现象并不明显, 说明“抱采”放顶煤采煤法基本适应芦岭煤矿的地质条件, 可以在相似的煤层地质条件下进一步推广应用。

[参考文献]

[1] 王国法, 等. 高效综合机械化采煤成套装备技术 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2008.

[2] 詹振江. 极软特厚煤层综放开采技术与设备配套 [J]. 煤矿开采, 2005, 10 (3): 19-20.

[3] 孟庆坤, 庞矿安, 詹振江. 芦岭矿极软厚煤层综放支架及配套设备 [J]. 煤炭科学技术, 2005, 33 (6): 34-36.

[4] 王家臣. 极软厚煤层煤壁片帮与防治机理 [J]. 煤炭学报, 2007, 32 (8): 785-788.

[5] 吴拥政. 地应力异常区上山群巷道蠕变围岩控制技术 [J]. 煤炭科学技术, 2012, 40 (8): 6-10.

[6] 蓝航, 杜涛涛, 彭永伟, 等. 浅埋深回采工作面冲击地压发生机理及防治 [J]. 煤炭学报, 2012, 37 (10): 1618-1623.

[7] 王书文, 徐圣集, 蓝航, 等. 地震 CT 技术在采煤工作面的应力研究 [J]. 煤炭科学技术, 2012, 40 (7): 24-27, 84.

[8] 庞矿安. 芦岭矿极松散、近距离煤层综放开采支架选型 [J]. 安徽科技, 2011 (3): 50-51.

[9] 钱四发, 庞矿安. 特硬厚层火成岩顶板工作面安全高效开采技术 [J]. 煤矿开采, 2009, 14 (3): 28-30, 89.

[10] 谢道成, 李端法. 极软、特厚煤层综放工作面顶板控制的实践 [J]. 矿业安全与环保, 2009, 36 (2): 41-43.

[责任编辑: 徐亚军]

(上接 62 页)

(2) 井下试验表明, 寺河矿 W1301 工作面采用宽度 35m 的煤柱是安全合理的; 巷道锚杆支护效果良好, 围岩完整、稳定。煤柱应力监测工作验证了数值模拟的合理性, 进一步提高了煤柱设计的可靠性。

(3) 护巷煤柱在服务期间, 围岩表面收敛量以煤柱侧帮为大。因此煤柱帮应采用具有高强度、高刚度及高延伸率的支护材料。锚杆应采用加长或全长锚固, 以保证其锚固力。为提高煤柱帮锚杆的整体稳定性, 可根据需要增加护帮支护构件, 如钢筋托梁、W 钢护板和金属网, 也可在煤柱内注浆提高岩体强度, 使其形成整体结构。

[参考文献]

[1] 王连国, 缪协兴, 王学知, 等. 条带开采煤柱破坏宽度计算分

析 [J]. 岩土工程学报, 2006, 28 (6): 767-769.

[2] 徐金海, 缪协兴, 张晓春. 煤柱稳定性的时间相关性分析 [J]. 煤炭学报, 2005, 30 (4): 433-437.

[3] 王卫军, 侯朝炯. 回采巷道煤柱与底板稳定性分析 [J]. 岩土力学, 2003, 24 (1): 75-78.

[4] 谢广祥, 杨科, 常聚才. 煤柱宽度对综放回采巷道围岩破坏场影响分析 [J]. 辽宁工程技术大学学报, 2007, 26 (2): 173-176.

[5] 冯锦艳, 王金安, 韦文兵. 煤柱宽度对综放留巷稳定性影响的研究 [J]. 矿山压力与顶板管理, 2005 (4): 68-70.

[6] 贾光胜, 康立军. 综放开采采准巷道护巷煤柱稳定性研究 [J]. 煤炭学报, 2002, 27 (1): 6-10.

[7] 胡耀青, 赵阳升, 杨栋, 等. 煤柱及围岩应力分布的三维模拟研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21 (S): 2125-2128.

[8] 康红普, 王金华, 等. 煤巷锚杆支护理论与成套技术 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2007.

[9] 康红普, 林健, 吴拥政. 全断面高预应力强力锚索支护技术及其在动压巷道中的应用 [J]. 煤炭学报, 2009, 34 (9): 1153-1159.

[责任编辑: 姜鹏飞]