

# 水帘洞煤矿综放工作面支架支护强度的确定

李琳<sup>1</sup>, 徐刚<sup>2</sup>

(1. 彬县水帘洞煤炭有限责任公司, 陕西 彬县 713500; 2. 天地科技股份有限公司 开采设计事业部, 北京 100013)

**[摘要]** 综放工作面能否顺利开采, 很大程度取决于工作面设备选型的合理性, 液压支架是工作面设备系统的核心, 支架的选型主要分为两个方面, 一是架型的选择, 二是支护强度的确定。根据水帘洞矿 ZF3801 工作面 8 号煤层赋存条件、工作面参数, 运用岩层结构法、工程类比法和数值模拟法, 最终确定工作面合理支护强度 1.0 MPa, 选用 ZF8000/17/32 型正四连杆低位放顶煤支架。

**[关键词]** 综放开采; 支架强度; 顶板

**[中图分类号]** TD355.42

**[文献标识码]** A

**[文章编号]** 1006-6225 (2009) 05-0086-02

## Research on Supporting Density of Powered Support for Fullmechanized Caving Mining in Shuiliandong Colliery

LI Lin<sup>1</sup>, XU Gang<sup>2</sup>

(1. Binxian Shuiliandong Coal Co., Ltd. Binxian 713500, China;

2. Mining & Designing Department Tiandi Science & Technology Co., Ltd. Beijing 100013, China)

**Abstract:** Successful run of fullmechanized caving mining face mainly depends on whether the equipment lectotype is rational or not. Powered support is the key equipment among equipments system. Lectotype of powered support includes type selection and confirmation of supporting density. On the basis of basic condition of 8th Coal Seam and ZF3801 Mining Face, this paper applies strata structure method, engineering analogy method and numerical simulation method to researching supporting density. Results show that 1.0 MPa is rational value and ZF8000/17/32 with four-bar linkage is selected.

**Key words:** fullmechanized caving mining; supporting density; roof

综放支架支护强度的确定, 一直是综放开采理论研究的重要课题, 也是综放工作面设备选型中最主要问题之一。目前, 主要方法有采高倍重系数法、统计类比法、顶煤体损伤力学模型法、岩层结构法、数值模拟法、工程类比法等。对同一煤层条件, 各种计算方法确定的支架支护强度, 具有不惟一性<sup>[1]</sup>, 有的计算结果与现场实测相差较大, 其中有的计算方法因参数难以确定应用较少。应用较多的是岩层结构法、工程类比法和数值模拟法。本文采用这 3 种计算方法, 确定水帘洞煤矿 ZF3801 工作面支护强度。

## 1 工作面地质条件及参数

ZF3801 工作面布置在 8 号煤层, 煤层平均厚度为 7.5m。煤厚稳定, 一般有 2 层夹矸, 结构简单, 属于水平煤层。煤层单轴抗压强度平均为 30.8MPa, 最大为 39.9MPa, 煤体较硬, 属于硬煤。伪顶为 0.5m 以下的炭质泥岩, 零星分布。直接顶以泥岩、砂质泥岩为主, 次为粉砂岩、砂岩, 一般厚度 0.87~3.51m, 易冒落; 基本顶多为细粒

砂岩或粉砂岩, 局部为中一粗粒砂岩; 底板多为铝质泥岩、次为泥岩或炭质泥岩, 一般 2.14~6.75m, 遇水泥化、易发生底鼓。

工作面倾向长度为 160m, 工作面割煤高度为 3.0m, 放煤高度为 4.5m, 采放比为 1:1.5。

## 2 确定支护强度

### 2.1 岩层结构法

此种方法是建立在综放工作面支架工作阻力构成分析基础之上的估算法, 其原理为: 工作面支架工作阻力支撑垮落带顶板岩层和顶煤的重量, 并平衡基本顶失稳时对支架的动载, 计算公式为:

$$q = K_d \cdot (q_b + q_f)$$

式中,  $q$  为工作面支架所需支护强度, MPa;  $K_d$  为基本顶失稳时的动载系数;  $q_b$  为垮落带岩层自重力,  $\text{kN}/\text{m}^3$ ;  $q_f$  为支架上方顶煤自重力,  $\text{kN}/\text{m}^3$ 。

(1) 动载系数  $K_d$   $K_d$  为基本顶失稳时的动载系数, 即为基本顶初次来压和周期来压时的动载系数, 与基本顶厚度与岩性、煤层厚度与硬度、埋深等有关, 一般综放工作面动载系数  $K_d = 1.1 \sim 1.5$ ,

**[收稿日期]** 2009-04-09

**[作者简介]** 李琳 (1967-), 男, 山东肥城人, 高级工程师, 彬县水帘洞煤炭有限责任公司总工程师。

顶板冲击性较大的工作面可达2。根据相邻矿井矿压观测结果,8号煤层综放工作面动载系数为1.1~1.4,取最大值1.4。

(2) 垮落带岩层自重力  $q_n$  垮落带岩层自重力  $q_n = \gamma_m \cdot h$   $\gamma_m$  为顶板岩层密度,一般取  $25 \text{ kN/m}^3$ ;  $h$  为工作面支架上方顶板垮落高度,与顶板岩层结构有关,根据水帘洞煤矿8号煤层柱状图定为  $h=24\text{m}$ 。

(3) 顶煤自重力 支架上方顶煤自重力  $q_f = \gamma_d M_d$ ,  $\gamma_d$  为顶煤密度,8号煤层取  $14 \text{ kN/m}^3$ ;  $M_d$  为顶煤厚度,  $4.5\text{m}$ 。

因此,支护强度为  $q = 1.4 \times (24 \times 25000 + 4.5 \times 14000) = 928 \text{ kN/m}^2$  ( $0.928 \text{ MPa}$ )

## 2.2 工程类比法

工程类比法是指通过与同煤层或类似地质条件煤层的综放工作面支架支护强度和矿压观测结果对比分析,从而确定本工作面的支护强度。水帘洞煤矿 ZF3801 工作面与 ZF2801 工作面都布置在 8 号煤层,地质条件基本相同,不同之处是 ZF2801 工作面长度为 90m, ZF3801 工作面长度为 160m。

ZF2801 工作面基本架为 ZFS6400/17/32 型低位放顶煤液压支架,支架工作阻力为 6400kN,支护强度为  $0.9 \text{ MPa}$ 。通过统计 ZF2801 工作面支架工作阻力分布频率,评价支架对 8 号煤层的适应性,从而确定 ZF3801 工作面支架支护强度。具体方法是分别统计支架工作阻力各区间所占的百分比,划分出 N 个区间 (本次分析  $N=8$ ), 每个区间 1000kN, 统计结果如表 1 所示。从表中可以看出,各支架工作阻力没有超出 7000kN, 且在 6000~7000kN 区间所占比例较小,说明 ZFS6400/17/32 支架选型合理,支护强度为  $0.9 \text{ MPa}$  可以满足 ZF2801 工作面支护要求。ZF3801 工作面长度为 160m, ZF2801 工作面长度为 90m, 经理论研究和实践证明,工作面长度越长矿压显现越强,要求支架支护强度越高,因此, ZF3801 工作面支护强度定为  $1.0 \text{ MPa}$ 。

表 1 ZF2801 工作面支架工作阻力分布 %

区间 /kN	架号							
	12	21	31	40	41	51	71	72
0~1000	3.52	1.47	2.97	2.05	1.83	2.05	1.00	2.23
1000~2000	12.60	15.43	8.10	6.92	11.20	6.52	6.01	7.67
2000~3000	35.82	27.94	31.28	31.32	20.10	24.15	20.35	30.84
3000~4000	28.01	35.31	26.49	26.66	32.16	35.40	25.20	29.75
4000~5000	16.67	14.37	22.32	21.97	22.64	22.27	23.59	18.51
5000~6000	2.79	5.12	7.31	8.83	10.81	6.70	20.11	10.66
6000~7000	0.59	0.37	1.52	2.25	1.26	2.92	3.74	0.34

## 2.3 数值模拟法

FLAC<sup>3D</sup> 作为一种岩土工程领域内的大型专业软件,对矿井地下开采所涉及的岩土力学问题具有较好的模拟效果,为此在煤矿开采领域应用越来越广泛。目前,北京开采设计事业部应用这些软件针对综放开采特点,对综放开采中的岩层矿压显现规律进行了较为深入地研究,建立了一套较为合理的数值模型构建方法,并能够较准确地分析支架支护强度对工作面顶板活动的影响。

为了确定支架合理支护强度,一共考虑了 8 种支护方案,分别为  $P=0, 0.5, 0.6, 0.7, 0.8, 0.9, 1.0$  和  $1.1 \text{ MPa}$ 。通过比较分析这 8 种方案,确定顶板下沉位移与工作面支架支护强度之间存在的关系,进而确定支架合理支护强度。图 1 为不同支护强度条件下支架上方顶板下沉位移曲线。

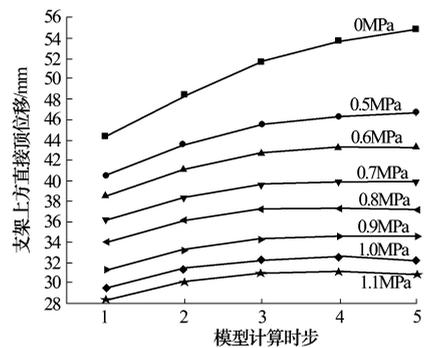


图 1 不同支护强度的顶板下沉量

从图 1 可以看到各个支护强度情况下顶板下沉量,当支护强度小于  $1.0 \text{ MPa}$  顶板下沉量超过了  $32 \text{ mm}$ ; 而当支护强度大于  $1.0 \text{ MPa}$  时,顶板下沉量减小,可以看出支架支护强度为  $1.0 \text{ MPa}$  是支架支护强度对顶板下沉影响的一个拐点。比照距煤壁  $1\text{m}, 2\text{m}, 5\text{m}$  位置的顶板下沉位移,可以看到当支护强度达到  $1.0 \text{ MPa}$  时,在距煤壁  $1\text{m}, 2\text{m}$  和  $5\text{m}$  位置的顶板下沉位移已经控制在  $30 \text{ mm}$  以内,并逐渐趋于稳定,相对变化幅度很小。

为更全面、更科学的确定支架支护强度,还分析了不同顶板位置的顶板下沉位移曲线,如图 2 所示。从图中可以看到在支架支护强度达到  $1.0 \text{ MPa}$  时,顶板下沉位移已经可以得到控制。通过数值模拟分析,水帘洞煤矿 ZF3801 工作面支架的合理支护强度为  $1.0 \text{ MPa}$ 。

通过上述 3 种计算方法确定的支护强度分析,最终确定 ZF3801 工作面合理支护强度为  $1.0 \text{ MPa}$ 。根据配套尺寸、支架顶梁长度、端面距算出支架工

(下转 93 页)

化梯度明显减小，说明注浆加固围岩起到明显的效果。但还是有必要继续加强监测，密切关注围岩变形情况，建议在以后新开掘断面加强支护力度、加固围岩，确保安全。

从现场多点位移计的测试成果看，西一回风石门围岩松动圈的范围大约在 4~5m，大于该区域围岩变形速率，明显小于松动圈内围岩变形速率。

### 3 结论

(1) 变形观测仪器的埋设位置应选在岩体性能较差、预计变形较大的地方，最大测试深度要保证在未扰动区里，应尽量在松动圈附近加大测点密度，测点要尽量避开煤层。

(2) 灌浆是保证监测结果正确有效的关键。为保证灌浆效果，浓浆水灰比应控制在 1:0.5 左右，采用低压灌浆，一般灌浆压力应控制在 0.2~0.5MPa。待排气管排出浓浆后可暂停灌浆，15m 后应再次灌浆。待排气管再次排出浓浆后，将灌浆管扎死闭浆。必要时还可从排气管再次给孔内注浆，以保证灌浆质量。

(3) 西一回风石门围岩松动圈的范围大约在 4~5m，大于该区域围岩的变形速率，明显小于松动圈内围岩变形速率。

总之，多点位移计监测对于实现煤矿及其他地下工程的信息化施工和动态支护设计，实现从“被动救灾”到“主动防御”的重大转变，具有重要的意义。

(上接 87 页)  
作阻力：

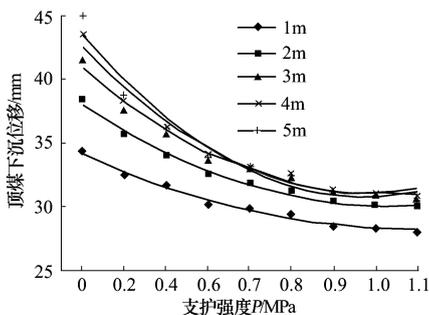


图 2 支护强度与顶板下沉位移关系

$$P = q(L_k + L_D)B$$

式中， $P$ 为支架工作阻力，kN； $q$ 为支架的支护强度，1.0MPa； $L_k$ 为端面距，0.36m； $L_D$ 为顶梁长度，4.53m； $B$ 为支架宽度，1.5m。

### 【参考文献】

- [1] 赵海云, 刘洪彦. 新型钻孔多点位移计 [J]. 煤炭科学技术, 1999, 27 (4): 53-54.
- [2] 周 钢, 吴振业. 管缝锚固式多点位移计的研制与应用 [J]. 矿山压力与顶板管理, 1993 (3): 197-199.
- [3] 王海亮, 蓝成仁. 缝管式多点位移计 [J]. 石家庄铁道学院学报, 1998, 11 (2): 83-87.
- [4] 陈振宇, 胡容光. CDJ-II 型钻孔多点位移计 [J]. 水电工程研究, 1990 (2): 70-72.
- [5] Fangting Dong, Hongwei Song, Zhihong Guo. The broken rock zone around tunnels and its support theory [A]. Proceedings of 7 International Conference on Ground Control in Mining [C]. Morgantown, USA, 1998.
- [6] 董方庭, 宋宏伟, 郭志宏, 等. 巷道围岩松动圈支护理论 [J]. 煤炭学报, 1994 (1): 21-32.
- [7] 鹿守敏, 宋宏伟. 巷道支护松动圈围岩分类方法 [A]. 中国矿业大学. 第二届国际采矿会文集 [C]. 徐州: 中国矿业大学, 1991.
- [8] 余贤斌, 杨锦灿, 李汉宜. 乔后盐矿巷道变形收敛的观测及结果分析 [J]. 昆明学院学报, 1994, 19 (5): 11-15.
- [9] 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.
- [10] 靳晓光, 王兰生, 李晓红. 地下工程围岩二次应力场的现场测试与监测 [J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21 (5): 651-653.
- [11] 徐林生, 孙 钧, 蒋树屏. 洋碱隧道进 E1右线施工中的现场监控量测 [J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21 (5): 675-678.
- [12] 王立忠, 胡亚元, 王百林, 等. 崩塌松散围岩隧道施工稳定分析与监控 [J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22 (4): 589-595.

【责任编辑：王兴库】

根据上面分析结果，支护强度为 1.0MPa 代入可得：

$$P = q(L_k + L_D)B = 7380 \text{ (kN)}$$

### 3 结束语

通过计算支架工作阻力为 7380kN 可以满足要求，再考虑安全系数和安全阀合理开启压力，支架设计工作阻力确定为 8000kN。考虑到工作面割煤高度为 3.0m，工作面基本支架选用 ZF8000/17/32 型正四连杆低位放顶煤液压支架，过渡支架选用 ZFG8000/19/32 型反四连杆放顶煤支架。

### 【参考文献】

- [1] 张会军, 刘全明. 综放支架工作阻力的模糊聚类研究 [J]. 中国矿业, 2008, 17 (10): 93-98.

【责任编辑：毛德兵】