

凉水井煤矿液压支架选型

马俊

(陕西神木汇森凉水井矿业有限责任公司, 陕西 神木 719319)

[摘要] 根据凉水井煤矿地质条件, 通过对液压支架选型中几个重要参数: 支架高度、初撑力和工作阻力加以分析, 对该矿综采工作面所需参数提出了建议。

[关键词] 液压支架; 选型; 参数

[中图分类号] TD355.42

[文献标识码] B

[文章编号] 1006-6225 (2010) 04-0085-03

Powered Support Lectotype for Liangshuijing Colliery

凉水井煤矿井田东西宽 5~10km, 南北长 4.3~10.8km。首采区位于井田的东南部, 首采工作面 42101 和第 2 个工作面 42102 均布置在首采区, 为相邻的两区段。据勘探和地质分析可知: 煤层厚度由东向西逐渐变薄, 地层倾角平缓, 倾角不足 1°, 无构造异常和岩浆活动。南部地形较低, 高程 1235m 左右, 北部地面标高 1255m 左右, 相对高差 20m。该区多年平均降水量为 435.70mm, 并多以暴雨形式集中于 7~9 月, 砂地降水入渗系数可达 0.3~0.6, 具有较好降水汇水条件, 降水垂向渗透补给强度较大, 最终形成风化岩裂隙水。瓦斯分带属 CO₂-N₂, 无瓦斯危险, 无地热危害。

1 液压支架选型参数确定

液压支架选型主要的参数包括: 支架高度、初撑力和合理的工作阻力。

1.1 液压支架高度

液压支架的高度必须适应工作面推进方向上煤层厚度的变化。

$$\begin{aligned} H_{\max} &= M_{\max} + S_1 \\ H_{\min} &= M_{\min} - S_2 - a \end{aligned} \quad (1)$$

式中, $H_{\max}$, $H_{\min}$ 为支架的最大和最小高度, m; $M_{\max}$, $M_{\min}$ 为煤层的最大和最小厚度, m; S_1 为在最大采高时, 支架高度留有的富余量, 一般取 0.1~0.3m; S_2 为在最小采高时, 顶板可能的下沉量, 一般取 0.3~0.4m; a 为立柱的卸载高度, 一般取 50~100mm。

根据地质资料和实测可知, 煤层的厚度变化范围是 2.65~3.65m, 经实测, 采煤高度为 2.70~3.20m, 则要求支架的高度范围为 2.2~3.5m。

1.2 初撑力

初撑力是液压支架的一个重要参数, 我国液压支架的初撑力一般为额定阻力的 60%~80%, 提高支架的初撑力可以减少直接顶的离层, 增加顶板稳定性, 可以提高支架对巷道顶板的支撑能力, 减少工作面顶板破碎度及煤壁片帮, 可压实顶梁上和底座下的浮矸, 提高支撑系统的刚度, 可以充分利用支架额定支撑能力, 减少顶底板的相对移近量。

实测表明, 随着初撑力与额定工作阻力比值的增加, 实测支架平时工作阻力按指数曲线增长, 其回归方程及曲线方程如下:

$$P_t = A e^{B \xi} \quad (2)$$

式中, P_t 为支架平均工作阻力, A、B 为常数, 但随地质技术条件而变化, ξ 为系数。

设 P_0 为支架的初撑力, P_H 为支架的额定阻力, 研究表明, 随着支架 P_0/P_H 比值的增加, P_t 值也增加, 但当 P_0/P_H 值达到 60%~80% 以后, P_t 曲线斜率逐渐减少, 因此, 为了使支架发挥较高的支撑水平, 又考虑到立柱安全阀开启压力会出现低于额定开启压力 10% 的工况, 故 P_0/P_H 取 70%~90% 合适, 对于凉水井煤矿地质条件而言, 工作面上方顶板属于中等稳定顶板, 因此宜选 P_0/P_H 为 75%~85% 合适。

1.3 工作阻力

确定支架合理工作阻力的方法采用 2 种: 实测统计法和理论分析法。为了选择合理的支架类型, 决定采用这 2 种方法对支架的阻力分析, 综合取最大者为支架阻力的参考值。

1.3.1 实测统计法

支架在工作面支设时工作面阻力随着时间 t 变化曲线为支架运行特性, 一般呈现为初撑增阻 ΔP_1 , 相对平衡和移架前增阻 ΔP_2 这 3 个阶段, 增

阻值 $\Delta P = \Delta P_1 + \Delta P_2$ 。

支架的最大阻力 $P_m = P_0 + \Delta P$ 。

大量统计资料表明：当支架初撑力低于支架 - 围岩相对平衡阻力时，同一循环的支架时间加权平均工作阻力 P 与相对平衡阶段的工作阻力相近。

$$P_t = \frac{\frac{P_0 + P_1}{2} t_1 + \frac{P_1 + P_2}{2} t_2 + \frac{P_2 + P_m}{2} t_3}{t_1 + t_2 + t_3} \quad (3)$$

支架的时间加权平均工作阻力在每个循环是不一样的，据统计，其服从正态分布，故支架合理的工作阻力可用下式表示：

$$P = P_t + K\sigma^{\wedge} \quad (4)$$

式中， $\sigma^{\wedge}$ 为标准方差，kN； K 为置信度系数。

若以支架每个循环最大工作阻力的平均值 P_m 作为统计值，则 K 取 1~1.3，则支架的合理工作阻力为：

$$P = P_m + (1 \sim 1.3)\sigma_m^{\wedge} \quad (5)$$

当工作面周期来压时，应按周期来压间统计的支架阻力来确定合理工作阻力。由邻近矿资料可知周期来压期间支架的最大工作阻力平均值为 7452.38kN，标准方差 $\sigma^{\wedge}$ 为 134.26kN，则最终支架的支护阻力为：

$$P = P_m + (1 \sim 1.3)\sigma_m^{\wedge} = (7586.64 \sim 7626.91) \text{ (kN)}$$

1.3.2 理论分析法

确定合理的支护阻力，首先必须根据顶板结构的稳定性研究支架与围岩的相互作用关系，以便确定最危险状态下的顶板压力。

浅埋煤层采场周期来压时，顶板主要有“短砌体梁”和“台阶岩梁”2种结构形状，这2种结构都属于滑落失稳类型，支架主要承受结构失稳形成的压力，最危险状态的载荷可以说是“给定”的，支架工作处于“给定失稳载荷”状态，必须提供必要的支护力才能维持顶板结构稳定，即由支架和顶板结构共同作用来平衡顶板的滑落失稳力，维持顶板结构的稳定性。虽然浅埋煤层工作面支架处于“给定失稳载荷”状态，但控制顶板结构稳定所需的支护阻力不是恒定值，而是随岩块的回转运动而变化，此外关键块上的载荷层也不是上方岩柱的静态重量，存在载荷传递效应。

首先以“短砌体梁”结构为例，说明支护阻力的确定方法。浅埋煤层工作面周期来压时顶板最危险的状态如图 1 所示。

工作面支架的支护阻力 P_m 由直接顶岩柱重量

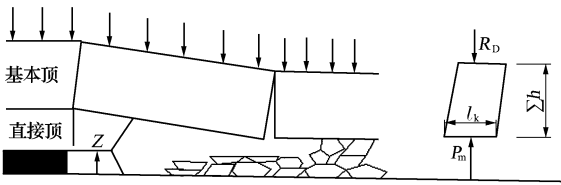


图 1 “短砌体梁”结构的“支架-围岩”关系

和基本顶滑落失稳所传递的压力 R_D 组成：

$$P_m = l_k \sum h \gamma g + R_D \quad (6)$$

基本顶结构滑落失稳作用于支架的压力为：

$$R_D = hR \quad (7)$$

其中

$$R \geq \frac{4i(1 - \sin \theta_1) - 3\sin \theta_1 - 2\cos \theta_1}{4i + 2i\sin \theta_1 (\cos \theta_1 - 2)} P_1 \quad (8)$$

式中， R 为短砌体梁滑落失稳的支护力，将其代入式 (7)：

$$R_D \geq \frac{4i(1 - \sin \theta_1) - 3\sin \theta_1 - 2\cos \theta_1}{4i + 2i\sin \theta_1 (\cos \theta_1 - 2)} bP_1 \quad (9)$$

周期来压期间基本顶关键块上载荷层的计算仍然借鉴太沙基岩土压力计算原理，顶板载荷 P_1 的构成如图 2 所示。

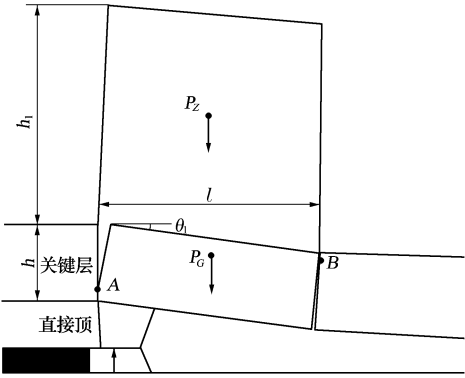


图 2 顶板载荷

基本顶关键块上的载荷层处于采场上覆岩层的离层区，该区的载荷层处于非压实状态，表明浅埋煤层工作面关键块上的载荷也不是载荷层的全部重量，存在载荷传递效应，载荷传递系数 K_G 可以表示为： $K_G = K_r K_t$ ，其中 K_r 为载荷传递岩性因子， K_t 为载荷传递的时间因子。

由图 2 可知，基本顶关键块的载荷 P_1 由基本顶关键层重量 P_G 和载荷层传递的重量 P_z 组成。

$$P_1 = P_G + P_z \quad (10)$$

$$P_G = h\gamma \quad (11)$$

$$P_z = K_G h_1 \gamma_1 l \quad (12)$$

式中， h 为基本顶关键层厚度； l 为关键块长度

(周期来压步距或者初次来压步距)； γ 为基岩体积力； h_1 为载荷层厚度； γ_1 为载荷平均体积力； K_G 为载荷传递系数。

由于载荷层厚度大，仍然按太沙基土压力计算原理近似估算载荷传递系数，作用于基本顶岩块的载荷为：

$$P_z = \frac{\gamma_1 l}{2\lambda \tan\phi} \tag{13}$$

由于 $K_G = K_r K_r$ ，联立式 (12) 和 (13) 可得来压时载荷传递系数：

$$K_G = \frac{1}{2h_1 \lambda \tan\phi} \tag{14}$$

此时可得周期来压时的载荷传递岩性因子为：

$$K_r = \frac{1}{2h_1 \lambda \tan\phi} \tag{15}$$

式中， ϕ 为载荷层的内摩擦角； λ 为载荷层侧应力系数。由式 (10)、(11)、(12) 可得作用于关键块的载荷为：

$$P_1 = h\gamma + K_G h_1 \gamma_1 \tag{16}$$

由式 (6)、(9) 可得，控制顶板所需的支护阻力为：

$$P_m \geq l \sum h\gamma_g + \frac{4i(1 - \sin\theta_1) - 3\sin\theta_1 - 2\cos\theta_1}{4i + 2i\sin\theta_1(\cos\theta_1 - 2)} bP_1 \tag{17}$$

按与“短砌体梁”结构支护阻力计算相同的方法，可以求得“台阶岩梁”结构条件下控制顶板所需的支护阻力为：

$$P_m \geq l \sum h\gamma_g + \frac{i(1 - 2\sin\theta_{max1}) - \sin\theta_1 - 0.5}{4i + 2i\sin\theta_1(\cos\theta_1 - 2)} bP_1 \tag{18}$$

考虑支架支护效率，工作面支架工作阻力为：

$$P_G = \frac{P_m}{\mu} \tag{19}$$

其中， μ 为支架的支护效率。

根据工作面的相关资料可知：工作面周期来压步距为 12.7~17.2m，平均为 15.5m；初次来压步距约为 50.75m。基本顶关键层厚度为 $h=14m$ ，基岩体积力 $\gamma=24kN/m^3$ ，荷载层平均厚度为 $h_1=3.5m$ ，荷载层平均体积力 $\gamma_1=18kN/m^3$ ，直接顶厚度为 0.5m，采高 2.65~3.65m，平均为 3.1m，载荷层厚度为 80m，支护效率 $\mu=0.9$ ，控顶距为 6m。

1.3.3 确定控制顶板所需要的支架阻力

(1) 按“短砌体梁”结构进行计算

当 $l=12.7m$ 时，

$$\text{岩体回转角 } \theta_1 = \arcsin \frac{h_1}{l} = 16^\circ$$

$$\text{岩块块度: } i = \frac{h_1}{l} = \frac{14}{12.7} = 1.102$$

当 $l=17.2m$ 时，

$$\text{岩体回转角 } \theta_2 = \arcsin \frac{h_1}{l} = 11.74^\circ$$

$$\text{岩块块度: } i = \frac{h}{l} = \frac{14}{17.2} = 0.83$$

根据凉水井煤矿载荷层条件，取得 $K_G=0.25$ ，将相关参数代入计算公式可得控制顶板在周期来压期间所需要的支架工作阻力：

$$\text{当 } l=12.7m \text{ 时, } P_G \geq 4982.64kN$$

$$\text{当 } l=17.2m \text{ 时, } P_G \geq 2375.34kN$$

(2) 按“台阶岩梁”进行计算：

一般条件下，浅埋煤层顶板结构中， θ_{max} 为 $8\sim12^\circ$ ， θ_1 为 $4\sim6^\circ$ ； θ_{max} 为 12° 时，将参数代入“台阶岩梁”计算支架阻力公式可得：

$$\text{当 } l=12.7m \text{ 时, } P_G \geq 6781.65kN$$

$$\text{当 } l=17.2m \text{ 时, } P_G \geq 8111.28kN$$

综合这 3 种方法来说，支架的支护阻力 $P_G \geq 8111.28kN$ 。

2 工作面支架选型建议

根据对工作面支架高度、初撑力和工作阻力的分析，建议采用支架的参数如表 1 所示。

表 1 工作面支架参数

	支架最大高度 /m	初撑力 /kN	工作阻力 /kN
理论参数	≥ 3.15	6083.46~6894.59	≥ 8111.28
建议参数	3.5	6500	8200

3 建议和措施

(1) 支架立柱初撑力达到额定工作阻力 80% 的支架应占总数的 60% 以上。

(2) 无顶梁台阶控制在 200mm 内，顶梁接顶要好，端面距控制在 1000mm 内，梁端距控制在 600mm 内；支架顶梁仰俯角控制在 9° 内；片帮冒顶地段加强管理。

(3) 推进应保持合理速度，不要太慢，推进速度应 $\geq 8m/d$ 。

(4) 压力表数据采集 3 次 /d，生产班应在升柱之后读取压力表数据，检修班读数时间应固定下来；支架立柱活柱伸缩量观测，应在升柱 2h 后进行读数。

(5) 对于坚硬难垮落顶板，可采用放炮或高

(下转 67 页)

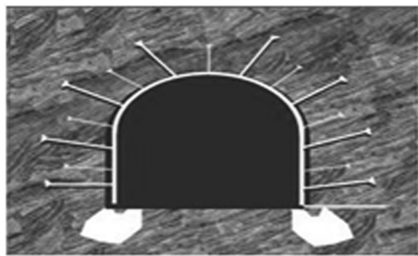
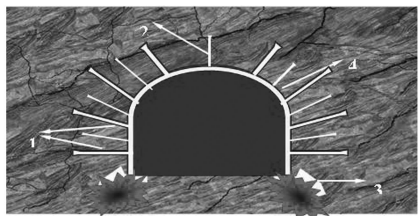


图3 人工挖掘泄压槽模拟效果

爆破产生的爆炸能量，在介质中传递应力波不仅使岩石的自由面产生片落，而且通过岩体原生裂隙激发出新的裂隙，或者促使原生裂隙进一步扩大，在应力波传播过程中，岩体破碎的特点是：原生裂隙的触发、裂隙生长、裂隙贯通、岩体破裂或破碎；高速率的载荷容易产生较多裂隙，但却限制了裂隙的贯通，只产生短裂隙。见图4。



1—注浆锚杆；2—加固锚杆；3—炮震或开槽泄压；4—喷层

图4 模拟震动炮震动激隙效果

激发围岩裂隙的方式有多种，采用深挖底角基础，在底角基础掘挖泄压槽或采用放炮震动的方法，这种方式施工是通过对围岩受力分析反复实践和工程类比而获得的。在开挖巷道时，深挖底角，在底角基础坑内放炮震动激隙，并对底角喷施混凝土予以置换。震动由底角向巷道围岩传递，能起到较好的激隙效果。深挖底角之所以是泄压和激隙的较好方式，是因为底角位于巷道的交叉点，应力集

中，将此处挖空后有利于围岩应力的重新分布，在应力重新分布的过程中，围岩裂隙自然扩大。此外，选择在底角放炮，还可以防止巷道顶部直接受震动造成的垮塌事故。

3.2.5 稳压胶结技术

稳压胶结，就是以科学遴选注浆及注浆压力参数和稳定注浆压力为手段，使浆液在岩体内的裂隙中扩散、压密、凝结，将所及范围的松散破碎围岩胶结成整体，并在巷道围岩体内留存带压浆液，形成浆液胶结加固拱。

3.2.6 实时监控、适时补强技术

就是以主动性支护理念为指导，以全程监测监控为手段，不断对岩煤体进行适时补强，从而实现缓释叠加应力和不断改善、提高巷道围岩自身强度，使巷道支护能在较长时间保持稳定的举措。

4 实施效果

开滦矿区于2007年1月采用“预空置换激隙泄压构建均质同性的支护技术”后至今，历时3年2个月，通过对现场实际观测结果的分析，实施预空置换、激隙泄压主动支护技术，得到了成功应用，取得了良好的效果，在钱家营、唐山矿、林南仓、东欢坨和吕家坨等矿上试验应用修复巷道10380m。通过监测监控的结果，巷道的稳定率达98%，巷道的移变量稳定在1%~3%。同比密集U型钢可缩性支架支护，每米巷道节约成本5600元，同比新掘巷道施工速度提高1.3倍，节约总费用7282余万元；节约钢材约10000吨。有效地保证了煤矿的安全生产，充分节约了人力资源，节约了大量的钢材，实现了资源的综合利用。

[责任编辑：王兴库]

(上接87页)

压预注水工艺和方法进行处理。由于工作面设计长度为200m，注水孔应采用双向布置方式；为了保证钻孔的渗水部分处于难垮落的坚硬岩层中以及顶板有足够垮落高度，孔底高度一般应为6~10倍采高；孔深≤120m，仰角≥10°；孔间距为30~40m；封孔终端距直接顶2~3m以上；注水量300m³左右；注水压力应根据注孔长度和流量计算确定；注水超前开采时间为6~9d；注水钻孔选用YZ-90钻机或FRA钻机，日进控制在30~40m；封孔可采用砂浆封孔或橡胶封孔器。

(6) 及时处理支架上方的破碎顶板，尤其在周期来压之前，保持支架整体支护的平衡。

[参考文献]

- [1] 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.
- [2] 钱鸣高，刘听成. 矿山压力及其控制（修订本） [M]. 北京：煤炭工业出版社，1992.
- [3] 黄庆享. 浅埋煤层长壁开采顶板结构及岩层控制研究 [M]. 徐州：中国矿业大学出版社，2000.
- [4] 黄庆享，田小明，杨俊哲，等. 浅埋煤层高产高效工作面来压特征与顶板支护分析 [J]. 矿山压力与顶板管理，1999，(3/4)：53-56.
- [5] 徐永圻. 煤矿开采学 [M]. 徐州：中国矿业大学出版社，1999.
- [6] 侯忠杰，吴文湘，肖民. 厚土层薄基岩浅埋煤层“支架—围岩”关系实验研究 [J]. 湖南科技大学学报（自然科学版），2007（1）：9-12.

[责任编辑：王兴库]