

# 近距离煤层巷道围岩控制技术研究

张利东 (西山煤电集团有限责任公司杜儿坪矿, 山西 太原 030053)

**摘要:** 为了解决杜儿坪矿近距离煤层巷道变形大的问题, 本文通过理论计算对近距离煤层的支护进行了研究, 给出了相应的支护优化方案, 通过现场实践发现, 经过优化后巷道变形量得到了明显的控制, 巷道稳定性增加。

**关键词:** 近距离煤层; 围岩控制; 支护优化; 理论计算

## 1 前言

随着矿井开采年限的不断增大, 煤层开采逐步面临地质条件复杂的问题。近距离煤层开采时, 由于上下煤层距离较近, 使得上煤层开采会影响下煤层巷道的稳定性<sup>[1]</sup>, 所以如何解决近距离下煤层巷道围岩失稳成为了重要的研究课题, 本文以杜儿坪矿为研究背景, 通过理论分析结合现场实测对近距离煤层支护进行分析研究。

## 2 支护方案研究

### 2.1 支护方案设计及理论分析

近距离上煤层开采后, 使得巷道的围岩应力重新分布, 上煤层巷道的区段煤柱会形成应力集中区, 在进行下煤层开采时, 下煤层巷道受到上部煤层巷道底板应力集中的影响出现一定的变形, 承载压力是一种自上而下的力, 随着传递的距离逐步增大, 支撑压力逐步降低至原岩应力水平, 所以为了降低下煤层巷道变形需要将下煤层巷道设置在上煤层巷道底板承载应力扩散区域以外, 当煤层距离一定时, 支护可以有效削减承载应力的传递性, 所以选定合适的支护方案对近距离下煤层巷道稳定性十分重要。

在近距离煤层支护时, 如果巷道顶板有部分软弱岩石, 此时利用锚杆将软弱岩石与坚硬岩层进行联系, 此时的锚杆起到悬吊作用。当巷道的顶板出现分层时, 锚杆支护不仅可以提升顶板岩层间的摩擦力, 降低顶板离层现象, 同时能够提供岩层足够的抗剪强度, 避免出现剪切破坏。

### 2.2 近距离煤层巷道支护原则

在进行近距离煤层巷道支护时需要遵循以下原则:

①及时主动原则, 通过及时进行支护降低围岩发生变形的几率, 使围岩达到受力均衡状态; ②可缩性支护, 要根据实际围岩情况选定合适的支护方案及支护参数, 使得整个支护系统具备一定的可缩性; ③扩散及预应力施加原则, 锚杆的支护主要是依赖预先施加的预应力, 所以在进行预应力施加时充分分析围岩特性, 选定合适的预应力使其锚固区与围岩较好的联合, 形成整体承压结构。

### 2.3 支护参数

杜儿坪矿位于西山煤田中部, 井田面积 69.7km<sup>2</sup>, 矿井年设计生产能力为 385 万 t, 现主要开采山西组 2#、3# 和太原组 8# 煤层, 2# 煤层平均厚度 4m, 3# 煤层平均厚度 4.3m, 两煤层间的距离为 6m, 属于近距离煤层, 在实际生产过程中选定下行式开采, 上煤层巷道预留 20m 护巷煤柱, 2# 煤层巷道选定锚杆锚索 + 金属网的联合支护方案, 但由于巷道的应力属于非对称分布, 所以造成巷道两帮的移近量较大, 帮部的变形严重, 严重影响下煤层巷道的开采。

为了降低下煤层巷道变形程度, 提升下煤巷道的稳定性, 对 3# 煤层巷道支护方案进行优化设计, 首先进行巷道

锚杆长度的计算, 锚杆长度计算公式如下:

$$L_0 \geq L_1 + L_2 + L_3$$

公式中:  $L_0$  为锚杆长度, m;  $L_1$  为锚杆垫板及螺母厚度, m;  $L_2$  为锚杆有效长度, m;  $L_3$  为锚杆锚固长度, m; 根据地质资料可知巷道的半宽为 2m, 上部帮部破碎区的宽度为 2.4m, 岩石的普氏硬度系数为 2.5, 所以上部巷道锚杆的有效长度计算可得:  $(2.4m + 2m) / 2.5 = 1.76m$ , 下部巷道帮部破碎区的宽度为 2.9m, 岩石的普氏硬度系数为 2.5, 所以上部巷道锚杆的有效长度计算可得:  $(2.9m + 2m) / 2.5 = 1.96m$ ,  $L_1$  根据实际情况一般选定 0.1m, 锚固长度一般为 0.3m, 所以上部下部煤层巷道顶板锚杆长度均选定为 2.4m。同样的对底板锚杆进行计算, 计算得出上下煤层巷道底板锚杆长度分别为 3.4m 和 3.8m, 帮锚杆的长度分别选定为 2.9m 和 3.4m。对锚杆的间排距进行计算, 计算公式一般为:

$$a \leq 0.5L_0$$

公式中:  $a$  为间排距, m;  $L_0$  为锚杆长度, m。所以根据计算可知上部煤层巷道顶板间排距为 1200mm × 1200mm, 底板及帮部锚杆间排距根据实际工程情况确定, 分别为: 830mm × 830mm, 900mm × 900mm。下部煤层巷道顶板间排距为 1200mm × 1200mm, 底板及帮部锚杆间排距根据实际工程情况确定, 分别为: 850mm × 850mm, 1000mm × 1000mm。锚杆的直径与锚固力及锚杆材料抗拉强度有关, 其具体表达公式如下:

$$Q \leq \pi d^2 \sigma_t / 4$$

公式中:  $Q$  为锚杆锚固力, MPa;  $\sigma_t$  为材料抗拉强度, MPa; 根据计算可知锚杆的直径应大于 18mm, 所以选定锚杆直径 20mm。对上煤层巷道及下煤层巷道进行支护方案设计, 上部煤层巷道顶板锚杆选用  $\phi 20 \times 2400$ mm 左旋树脂锚杆, 顶板每排布置 4 根, 间排距选定为 1200mm × 1200mm, 每支锚杆选定 2 支 Z2360 中树脂锚固剂, 配置 150 × 150 × 8mm 的高强度托盘, 靠近两帮的锚杆向内侧偏移 20°, 顶板的锚索选定为  $\phi 18 \times 7000$  的钢绞线, 沿巷道中心对称布置, 共三根, 间排距选定为 1400mm × 2100mm。

巷道底板锚杆选用  $\phi 20 \times 3400$ mm 左旋树脂锚杆, 底板每排布置 5 根, 间排距选定为 830mm × 830mm, 每支锚杆选定 2 支 Z2360 中树脂锚固剂, 配置 150 × 150 × 8mm 的高强度托盘, 同时配置高强度垫圈, 采用金属网进行铺平拉紧。上部下部煤层巷道支护优化示意图如图 1 所示。

## 3 现场实践

### 3.1 巷道顶板监测

对巷道优化支护效果进行分析, 选定 (下转第 90 页)

过程中，水平钻井技术与水力压裂技术作为重要技术。

### 3.3.1 水平钻井技术

从目前情况来看，西方国家在页岩气开发过程中，主要采用直井或者水平井的方法进行，其中，直井主要运用到探井活动中，而生产井主要使用水平井。通过使用水平井，能够获取最大储层泄流面积，提高天然气生产产量。现阶段，在页岩气水平钻井技术中，包含欠平衡钻井技术、控制压力钻井技术以及旋转导向钻井技术。其中，欠平衡钻井技术能够有效处理钻井操作中产生的卡钻、井漏等问题，提高钻井工作效率，减少对地下土层的影响，提升油气井产能。控制压力钻井的主要目标在于，通过钻井作业获取理性的工作效果，缩短钻井工作时间，避免发生不必要的事故问题，实现对地层流体进入到井眼中，避免发生卡井、井漏等问题。旋转导向钻井技术和滑动导向比较，具有摩擦力小、钻进成本少、钻进工作效率快等特点，从而得到油气地质勘探的广泛使用。

### 3.3.2 水力压裂技术

在国际中，页岩气资源没有实现开发利用，导致该现象出现的主要原因在于，页岩基层渗透能力弱、勘探开发难度大。页岩气井钻井工作完成以后，超过 90% 的井需要经过酸化、压裂等处理，从而获取理想的开发效果。水力压裂作为现阶段页岩储层广泛采用的技术，其包含了多级压裂清水压裂技术、同步压裂技术、水力喷射压裂技术以及重复压裂技术等。其中，多级压裂技术能够同时对相同井中不同位置进行压裂处理，适合应用在产层多、水平井段长的生产井中；清水压裂操作成本少，对地层影响小，适合应用带黏土含量少、天然裂缝的储层中，是当前页岩

储层水力压裂广泛使用的方法；水力喷射压裂不会受到完井方法的影响，适合应用在裸眼完井中，但是会受到压裂井深以及加砂规模等因素影响；重复压裂比较适合应用在气井开发后期，初始压裂效果不理想的情况下，对初次压裂效果不好的井同样可以应用，同步压裂比较适合应用在同多口距离小的平行井中。

## 4 结束语

总而言之，随着我国工业化的快速发展，对油气资源需求量随之升高，而随着油气开发力度的加大，给油气地质勘探工作发展提出诸多考验。因此，在新形势背景下，通过加强对油气地质勘探技术探究，对促进我国石油行业发展有着直接影响。在油气地质勘探过程中，广泛使用的技术主要以地质录井技术为主，其在油气地质勘探中发挥重要作用，是其他技术不能取代的。地质录井技术种类繁多，应结合油气地质勘探要求，选择对应技术，给我国石油工业发展奠定扎实基础。

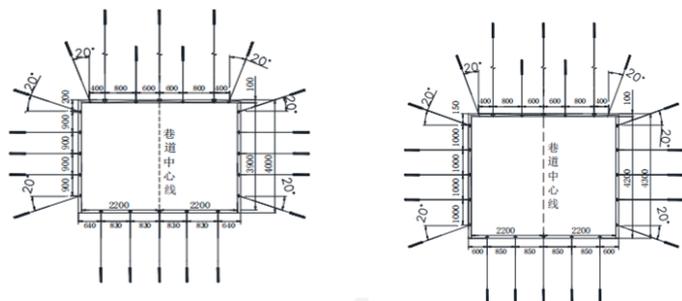
### 参考文献：

- [1] 贾雷哮. 石油地质开发勘探研究 [J]. 化工设计通讯, 2019, 45(01):235+250.
- [2] 平英奇, 申方乐, 周南, 李鹏, 吕继. 大数据技术在油气地质勘探中的应用分析 [J]. 科技资讯, 2019, 17(02):59-60.

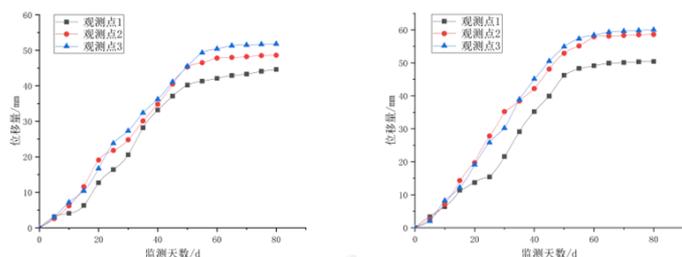
### 作者简介：

查亚 (1987- )，男，汉族，湖北黄冈人，本科，物化遥中级工程师，研究方向：油气与矿产地球物理。  
揭亮亮 (1986- )，男，汉族，湖北荆州人，本科，物化遥中级工程师，研究方向：油气与矿产地球物理。

(上接第 88 页) 上下煤层顺槽部位进行表面位移监测，不影响正常施工任务的前提下对巷道顶板及两帮距离运输巷巷 10m、30m 和 50m 的位置依次布置 3 个监测点，用于监测顶底板及两帮的位移变形，顶板监测结果如图 2 所示。



(a) 上部煤层巷道支护图 (b) 下部煤层巷道支护图  
图 1 巷道支护图



(a) 上煤层顶板位移变形曲线 (b) 下煤层顶板位移变形曲线  
图 2 巷道顶板位移变形曲线

在支护初期，上部煤层的顶板下沉速度很快，下沉速度的平均值为 0.72m/d，在 50 天时，此时的顶板变形速度明显下降，在 72 天时顶板的下沉量达到最大值 52mm，相比上煤层，下煤层下沉速度的平均值为 0.78m/d，在 58 天时，此时的顶板变形速度明显下降，在 77 天时顶板的下沉量达到最大值 60mm，顶板的变形均在可接受范围内。

### 3.2 巷道底板及两帮监测

在支护初期，上部煤层的底板的变形速度较快，变形速度的平均值为 0.53m/d，在 65 天时，此时的底板变形速度明显下降，在 76 天时顶板的下沉量达到最大值 38mm。下煤层底鼓速度的平均值为 0.92m/d，在 77 天时底板变形量的最大值 47mm，顶板的变形均在可接受范围内。两帮的变形量同样可控，所以根据以上分析可以看出经过支护优化后，巷道变形量得到了明显的控制，巷道稳定性增加。

## 4 结论

①通过理论分析，对锚杆支护机理进行了研究，并给出了近距离煤层巷道支护时需要遵循的原则；②利用理论计算，得到了近距离煤层上部、下部巷道支护方案，为矿山巷道支护提供参考。现场实践验证，发现经过支护优化后巷道变形量得到了明显的控制，巷道稳定性增加。

### 参考文献：

- [1] 张鹏飞. 近距离煤层采空区下回采巷道支护研究 [J]. 矿业装备, 2021(01):58-59.