

综放采场沿空回采巷道围岩变形控制技术实践

吴定洲 王树全 江维中

(淮南矿业集团公司 谢桥煤矿, 安徽 颍上236221)

摘要 通过对C13—1煤层综放采场沿空巷道进行一系列的矿压观测,对巷道围岩变形进行理论和实践上的探讨,提出了控制巷道变形的技术对策,对类似条件下沿空巷道控制变形具有借鉴和指导意义。

关键词 综放开采;沿空巷道;变形控制;技术对策

谢桥矿在具有“三软”特性的C13—1煤层实体煤巷实施锚网支护技术后,该煤层综放开采的单产和效益确实有了很大的提高。锚网支护已成为高产高效必备的顺槽巷道支护形式。但随之也出现了高效回采的制约因素,沿空顺槽变形量大,不仅对行人和设备拉移带来困难,而且工作面上下出口的通风断面不能保证,沿空顺槽必须辅以扩帮、挑顶、卧底、加固等手段,使得工作面推进速度降低,并带来了诸如自然发火等一系列的问题。因此,沿空回采巷道控制变形是工作面高产高效必须解决的重大课题。

1 试验概况

为解决沿空回采巷道控制变形问题,在1212(3)、1211(3)、1151(3)、1111(3)综放面沿空顺槽进行了一系列试验。

1.1 地质概况

C13—1煤层总体厚度介于1.93~8.28 m之间,平均为5.20 m。煤层变异系数24%。煤层以大于4.5 m厚度为主,通常发育1~2层炭质泥岩或泥岩夹矸,尤以底层夹矸发育较好,煤层硬度系数f为0.35~1.37。顶板以泥岩、砂质泥岩为主,厚度介于3~4 m左右。基本顶多为中、细砂岩,九线以西多大于5 m,以东则多小于5 m。底板以泥岩和砂质泥岩为主,局部为粉、细砂岩。各工作面煤层赋存详细情况,见综合柱状图,如图1所示。由综合柱状图可以看出,C13—1煤层为典型的复合顶板“三软”煤层。



图1各工作面综合柱状图

1.2 煤柱留设及支护参数

4条沿空回采巷道均沿煤层顶板掘进,其沿空煤柱尺寸具体为1212(3)面下顺槽下邻1222(3)采空区,其保护煤柱有宽为4.5 m和8.0 m两段;1211(3)下顺槽下邻1221(3)采空区,其保护煤柱宽度为4.0 m;1151(3)上顺槽上邻1141(3)采空区,其保护煤柱宽度为6.0 m;1111(3)下顺槽下邻1121(3)采空区,保护煤柱宽度为4.0 m。以上4条回采巷道均为锚网支护,顶帮锚杆均采用20# MnSi左旋螺纹钢预拉力等强锚杆,顶部加固均采用7股底松弛高强度φ15.24 mm钢绞线锚索。各顺槽的顶板锚杆均配相应长度的KT—M5钢带护顶,帮锚杆均配M5钢带护帮。其中1211(3)下顺槽和1151(3)上顺槽及1111(3)下顺槽在1212(3)下顺槽锚网支护变形量大的基础上进行了支护优化设计。其支护参数见表1。表1

沿空锚网支护参数表

安全科普知识

- ◆ 不断发展的三维地震勘探技术
- ◆ 钻探勘查技术
- ◆ 中国煤炭能源新产业发展现状
- ◆ 中国煤炭煤质特征
- ◆ 中国煤炭煤质特征1
- ◆ 中国煤炭分类国家标准中各类煤
- ◆ 怎样做好煤矿新工人安全教育培训
- ◆ 我国煤矿职业危害的防治对策
- ◆ 数字解读山西煤炭
- ◆ 数字化矿井筑起安全保障线

更多>>

专家答疑

- ◆ 煤矿启封密闭的安全技术措施
- ◆ 主井的防腐处理
- ◆ 上隅角瓦斯治理
- ◆ 请问有没有办法让烟煤变成无烟煤变无烟煤
- ◆ 请问缺失挥发份的值怎么计算
- ◆ 证件
- ◆ 皮带断带的问题
- ◆ 抽出式局部风机的用途
- ◆ 为什么挖煤前要请测量人员测

更多>>

| | 断面 宽 ×中高 /m | 顶板锚杆 | | | | 帮部(高/低)锚杆 | | | | 锚索 | | 底脚加固(高/低) | | |
|------------------------|----------------------|--------|----------|------------|---------------------------|------------------|-------------------------------------|-----------------------------|---------------------------|---------------------|---------------------|-----------|--------|-----------------|
| | | 根 数 | 长度 /m | 间排距 /mm | 树脂药 卷 型号 / 根数 | 长度 /m | 根 数 | 间排距 /mm | 树脂药 卷 型号 / 根数 | 长度 /m | 根数 / 布置方式 | 长度 /m | 根 数 | 树脂药 卷型号 |
| 1212 (3) 下顺 槽 | 46×28 | 6 | 25 | 840×800 | Z2380/2 | 20/20 | 5/4 | 700× 800/ 650 ×800 | Z2380/1 | 5.3 | Z2380/2 +K2335/1 | 2.5 | 1/1 | Z2380 /Z2380 |
| 1211 (3) 下顺 槽 | 46×28 | 6 | 25 | 840×800 | Z2380/2 | 22/22 [] 5/4 | 700 × 800/ 650 × 800 | Z2380/1 | 5.1 | Z2380/2 +K2335/1 | | | | |
| 1111 (3) 下顺 槽 | 46×28 | 6 | 25 | 840×800 | Z2380/2 | 22/22 | 750× 800/ 650 ×800 | Z2380/1 | 5.1 | Z2380/2 +K2335/1 | | | | |
| 1151 (3) 上顺 槽 | 46×28 | 6 | 25 | 840×800 | Z2380/2 | 22/22 | 750× 800/ 650 ×800 | Z2380/1 | 5.3 | Z2380/2 +K2335/1 | | | | |

2 巷道支护效果及分析

2.1 矿压观测

4条回采巷道均采用综掘机施工，在掘进期间系统地对巷道进行了矿压观测，如顶底及两帮移近量观测、锚杆受力测试、顶板离层观测。在回采期间又对巷道受超前支承压力影响后的变形进行了观测。有关观测数据详见表2。表2

沿空锚网支护回采巷道矿压观测统计表

| | 最大离层量 /mm | | 最大围岩收敛量 /mm | | 顶板最大 锚杆 受力 /t | 煤柱 宽度 /m | 观测 时间 /d | 回采期间安全出口 处围岩变形 量/mm | | 采掘期间围岩变 形量累计/mm | |
|--------------------|--------------|---------|----------------|-----|------------------------|----------------|----------------|---------------------------|-------|--------------------|-------|
| | 锚固区内 | 锚固 区 | 两帮 | 顶底 | | | | 两帮 | 顶底 | 两帮 | 顶底 |
| 1212(3) 下顺 槽 | 3 | 14 | 660 | 550 | 8.6 | 4.5 | 140 | 1 095 | 1 671 | 1 755 | 2 221 |
| | | | 979 | 787 | | | | 1 412 | 1 766 | 2 391 | 2 553 |
| 111(3)下 顺槽 | 45 | | 620 | 531 | 12 | 4 | 120 | 1 067 | 1 280 | 1 687 | 1 811 |
| | 10 | 18 | 480 | 247 | 4.05 | 4 | 135 | | | | |
| 1151(3)上 顺槽 | 72 | 62 | 774 | 806 | 7.83 | 6 | 107 | 621 | 690 | 1 395 | 1 496 |

2.1.1 顶板离层

从各条顺槽顶板离层变化曲线图和离层速度曲线图上可以看出，其共同特点是锚固区内外离层基本上差不多，离层速度在20 d后趋于稳定，此时顶板及两帮压力经过释放后，还有部分残余压力作用，顶板离层亦稳定下来。

2.1.2 围岩表面位移

掘进期间，在围岩变形趋于稳定的观测期内，4~4.5 m煤柱巷道变形量较小，两帮为480~660 mm，顶底为247~550 mm；8 m煤柱巷道变形量最大，两帮达979 mm，顶底达787 mm；6 m煤柱巷道变形量居中，两帮774

mm, 顶底806 mm。

回采期间, 沿空巷道受超前支承压力作用, 其受影响范围超前工作面可达100~130 m, 远比实体煤巷道影响范围大(一般为60 m), 其安全出口处巷道变形量也比实体煤巷变形量大。其中8 m煤柱巷道变形量最大, 两帮达1 412 mm, 顶底达1 766 mm; 4~4.5 m煤柱巷道次之, 一般两帮为1 067~1 095 mm, 顶底为1 280~1 671 mm; 6 m煤柱巷道变形最小, 两帮621 mm, 顶底690 mm。

从锚网支护控制变形效果看, 安全出口处采掘累计变形量, 6 m煤柱效果最好, 两帮移近量1 395 mm, 顶底移近量1 496 mm; 4~4.5 m煤柱次之, 两帮1 687~1 755 mm, 顶底1 811~2 221 mm; 8 m煤柱巷道变形量最大, 两帮2 391 mm, 顶底2 553 mm, 这样大变形量已严重影响工作面正常推进。

2. 1. 3 顶板锚杆受力

从试验看, 沿空锚杆受力都很大, 均超过7 t, 实体煤巷一般在2~6 t, 只有1111(3)下顺槽锚杆受力为4.05 t, 这与已采取加强支护有关。沿空锚杆受力大说明锚杆提供了很大的支护阻力来控制变形。同时, 沿空巷道锚杆承载达到初步稳定的时间较长, 一般为12~20 d, 而实体煤巷只在4 d左右。

2. 2沿空回采巷道变形制约因素影响综合分析

2. 2. 1 煤层赋存条件因素

它是影响巷道变形决定性因素, 如煤层及顶底板岩石力学特性, 尤其是对锚网支护起关键作用顶板的岩性、层位、稳定性、裂隙、弱面发育程度以及是否受构造影响等。1211(3)下顺槽、1151(3)上顺槽、1111(3)下顺槽煤体本身强度较1212(3)下顺槽煤体强度大且较稳定, 上部直接顶为2.58~3.9 m厚较稳定的泥岩和砂质泥岩, 顶部锚杆锚固其中, 起到了强度强化作用, 另外加强的顶板锚索能进入基本顶内较稳定的砂质泥岩和粉细砂岩中, 起到了悬吊作用。而1212(3)下顺槽虽然也有一层2.55 m厚比较稳定的基本顶, 但下部直接顶砂质泥岩较松散、破碎、裂隙发育, 锚杆锚固效果差, 虽有锚索锚入稳定的基本顶中, 但整体强化强度差, 各煤层顶底板特性详见综合柱状图。因此1212(3)下顺槽沿空无论是留4.5 m煤柱还是8 m煤柱, 其变形量都很大。

2. 2. 2保护煤柱宽度的因素

工作面回采后, 由于顶板的冒落及上覆岩层的移动, 围岩应力重新分布, 在采空区上下倾斜方向产生侧向支承压力, 采空区边缘倾斜方向的煤层因此产生破碎区和塑性区。由于塑性区煤层处于压缩流变状态, 加之采空区岩石的冒落, 使采空区边缘处直接顶和基本顶下沉, 有可能使采空区边缘煤体上方的岩层产生裂缝。因此, 沿空巷道能否保证巷道围岩的稳定, 除

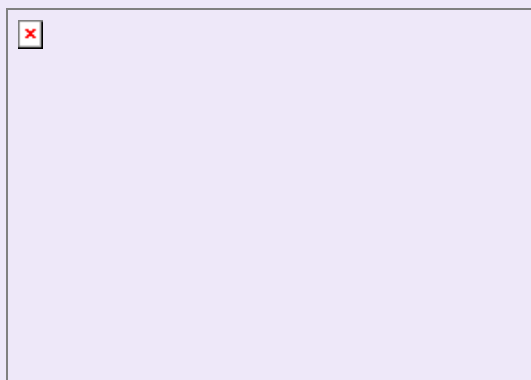


图2煤柱宽度计算图

与煤层及顶底板岩石力学性质有关外, 其关键在于煤柱尺寸的大小和巷道的支护形式能否使巷道围岩形成具有一定承载能力的支护整体。理论和实践均证明沿空留窄煤柱效果好。从沿空锚网支护回采巷道矿压观测统计表2可以看出, 保护煤柱尺寸不同, 巷道在采掘期间的变形量也不同, 因此窄煤柱尺寸必须通过理论和实践来确定。

参照图2可以计算出合理的最小护巷煤柱宽度B

$$B=X_1+X_2+X_3$$

其中:

① X_1 为上区段工作面开采在煤柱中产生的塑性区宽度(即极限平衡区宽度) $X_1=M\beta^2\tan\varphi_0\ln(k\gamma_0H\cos\alpha\tan\varphi_0+2c_0-M\gamma_0\sin\alpha)/2\tan\varphi_0$ $2c_0-M\gamma_0\sin\alpha$ $2\tan\varphi_0+P_x\beta$ 式中: M 为上区段平巷高度, m ; α 为煤层倾角, ($^\circ$); β 为侧压系数, $\beta=\mu/(1-\mu)$, μ 为泊松比; φ_0 为煤体内摩擦角; c_0 为煤体粘聚力, kN/m^3 ; K 为应力集中系数; H 为巷道埋深; γ_0 为岩层平均体积力, kN/m^3 ; P_x 为上区段平巷支架对下帮的支护阻力, kN/m 。以1211(3)下顺槽为例, 测得13—1煤层有关参数, $\mu=0.32$, $\beta=0.47$, $\gamma_0=25 kN/m^3$, $M=3.5 m$, $H=543 m$, $c_0=2.0 MPa$, $K=2.4$, $\varphi_0=28^\circ$, $\alpha=14^\circ$, $P_x=0$ (因上区段平巷为U型棚支护, 回采期间已撤出回收), 故求得 $x_1=2.56 m$ 。

② X_2 为锚杆锚入煤体的深度, 可以由巷道推进时产生的破碎区和塑性区来确定。破碎区半径为 $R_1=R_0$ $[(Sr+c_0\cot\varphi_0)(1-\sin\varphi_0)/(Pi+c_0\cot\varphi_0)(1+\sin\varphi_0)](1-\sin\varphi_0)/2\sin\varphi_0$ 塑性区半径为 $R_2=R_0[(1-\sin\varphi_0)(P_0+c_0\cot\varphi_0)/(Pi+c_0\cot\varphi_0)](1-\sin\varphi_0)/2\sin\varphi_0$ 上两式中: R_0 为井巷等效半径, m ; P_i 为支护抗力, kN 。其他参数同 X_1 的计算公式。以1211(3)下顺槽为例: $R_0=2.8 m$, $Sr=\gamma H\tan\varphi_0+c_0=9.8 MPa$, 取破碎区和塑性区为最大值时, $P_i=0$, 得 $R_1=3.3 m$, $R_2=4.72 m$ 。所以破碎区和塑性区半径之和为 $(R_1-R_0)+(R_2-R_1)=1.92 m$ 。根据金属锚杆支护系列参数选取规范, 选取长为 $2.2 m$ 的锚杆锚入煤体深度为 $2.1 m$ 时, 大于巷道周边破碎区与塑性区之和 $1.92 m$, 故取 $X_2=2.1 m$ 。③ X_3 为安全系数, $X_3=(0.15\sim 0.35)(X_1+X_2)$, 则 $X_3=0.25(X_1+X_2)=0.25\times(2.56+2.1)=1.17 m$ 。所以合理的最小护巷煤柱宽度 $B=X_1+X_2+X_3=2.56+2.1+1.17=5.83 m$ 。由以上计算可以看出, 1211(3)下顺槽沿空留 $4 m$ 保护煤柱是偏小的, 1151(3)上顺槽在与1211(3)下顺槽沿空条件类似的情况下, 留 $6 m$ 煤柱是合理的, 故采掘期间总变形量最小, 控制变形效果最优。

2.2.3 支护设计和施工质量

谢桥矿综放沿空巷道起初锚网支护设计是与科研院所合作, 通过以计算机数值模拟为基础进行的锚杆支护系统设计, 各沿空巷道的支护设计参数见表1。1212(3)沿空巷道采掘期间的变形量很大, 顶底及两帮变形总计均达 $2 m$ 以上, 严重影响工作面正常推进。经过观测及信息反馈, 重新修改设计进行优化加强支护。如1151(3)上顺槽沿空巷支护在1212(3)沿空支护基础上在锚杆参数不变的情况下, 将顶板加强锚索“ $2.0.0.2$ ”布置方式变成“ $2.0.2.0$ ”布置方式;

1111(3)下沿空又将锚索布置方式增加到“ $3.1.3.1$ ”布置, 同时为了控制两帮变形和底鼓, 在每排帮部锚杆间距内又增加了底脚锚杆。通过设计增强支护, 巷道变形量得到了一定的控制。各沿空巷道采掘期间变形量见表2。

1151(3)上沿空巷在回采期间安全出口处, 净宽能够控制在 $3.2 m$ 左右, 净高控制在 $1.4 m$ 左右, 经过卧底后, 基本能够满足通风、运输要求。1111(3)下沿空巷现还没有回采, 但从掘进期间的围岩收敛量看, 变形是最小的, 预计回采期间一定能取得较理想的效果。

锚网支护安装、施工存在内在的隐蔽性, 支护质量的好坏直接影响围岩的变形量。如“三径”匹配、锚杆药的搅拌及凝固时间、药卷是否按规定放置数量、锚杆安装的预紧力、锚杆角度等, 因为从几起冒顶事故中看均存在施工质量问题。

3 控制沿空巷道围岩变形的技术对策

沿空巷道控制围岩变形是一项综合性的系统工程, 从以上分析及工程实践中, 认为沿空围岩变形受多种因素影响。各种因素对围岩变形影响的大小和主次关系排序应为: ① 围岩的地质力学性质; ② 窄煤柱宽度; ③ 支护设计; ④ 锚网支护质量; ⑤ 回采期间工作面推进速度和顺槽超前加固强度。

巷道围岩地质力学性质取决于煤层及其顶底板的岩性和赋存状况, 它是客观存在的, 不能人为进行改变。因此, 控制围岩变形只能从以下方面采取措施。

3.1通过测试及理论分析和计算选择合理煤柱宽度 C13—1煤层均采用走向长壁式采煤方式, 煤层沿倾向上的赋存及岩石力学性质是不同的, 因此不能以某一宽度作为所有沿空煤柱留设的定式。要对工作面进行地质资料调查和岩石力学测试, 然后通过理论分析和计算确定某一区段沿空煤柱宽度。

3.2 建立以地质力学评估为基础的支护设计体系

锚网支护是关系到巷道稳定性和控制围岩变形可靠保证。起初锚网支护设计,以地质力学评估为基础、借助数值模拟而进行的,而自行设计时只能根据前期的工程实践及地质概况进行简单的工程类比设计。应慎用,因为井下地质条件是复杂多变的,矿井不同区域煤层赋存状况及岩石力学性质千差万别,应以围岩地质力学评估为基础进行工程类比设计。

即使是同一顺槽,由于沿走向方向围岩性质变化很大,因此支护参数设计应达到个性化,应根据不同围岩条件设计出不同支护参数、支护形式来满足最大限度地控制围岩变形的需要。

3.3 强化施工的工程质量

按设计施工是控制围岩变形的前提保证,因此要在许多方面加强管理。

第一,要确保锚网支护“三径”匹配,树脂锚固剂的锚固性能与“三径”匹配密切相关,当“三径”匹配时,锚固力一般都能达到设计要求。

第二,锚网支护产品材质要合格,应大力推广应用机械安装式具有安全标志的锚杆、锚索及其附属产品,同时要选用大功率大扭矩的打眼及安装工具,因为它们在保证支护达到初撑力的保障。

第三,要切实加强现场管理,这是煤巷锚杆支护参数安全可靠的关键所在。因为锚网支护施工过程中,隐蔽性很大,能否按质按量打眼、安装与职工的操作技术水平和责任心有很大关系,因此要建立一整套施工质量管理体系(包括质量责任制),来确保每个环节、每个内容的施工都能达到设计要求。

第四,要提高对特殊地质地段施工的敏感性,要加强地质预报可靠性,同时在构造地段的设计和施工不仅要确保支护安全,而且还要加强支护,将围岩变形控制在满足生产需要范围内。

3.4 加快回采推进速度,加强顺槽超前支护

工作面由于回采而产生的超前支承压力始终处于工作面前方,并随工作面前移,顺槽内的锚网支护在强大的超前支承压力作用下,变形范围和强度将进一步增大,沿空煤柱一部分将产生塑性流变。如果工作面推进速度缓慢,顺槽变形严重地段将有被压实的危险。如果工作面推进速度加快到一定程度,能使工作面在顺槽变形量很小的情况下,即能采完通过,这也是一种“避免”围岩变形的有效方法。同时,在顺槽内超前工作面加强支护,如加打密集单体挑棚等将缓解围岩变形速度。

根据现场观测和回采实践,若工作面推进速度超过月单进130 m以上,沿空顺槽的变形量将能得到有效的缓解,其断面基本上能满足生产需要。

4 结束语

综放采场中,沿空顺槽在回采期间,其上覆岩层的活动规律是不可控制的。在现有技术条件下,要想实质性地控制巷道变形是不可能的。因此,沿空巷道矿压控制应在合理选择煤柱尺寸、优化支护设计,加强施工支护质量等方面进行系统优化,同时辅以加快工作面推进速度和加强顺槽超前支护等方面多做工作,其围岩变形量的控制是可以达到满足生产需要的。

综放沿空巷道变形控制的难点在于巷道两帮变形的控制。由于巷道遭受采煤工作面剧烈采动影响期间,巷道顶底板可以采用超前加强支护或采取适当卧底的方法来保证巷道达到一定的高度,而巷道两帮则很难采用超前加强的方法来控制变形,因此必须开展加强沿空巷道两帮变形控制方面的科研攻关,以确保综放工作面高产高效作用的发挥。

参考文献

[1] 侯朝炯等.煤巷锚杆支护.徐州:中国矿业大学出版社,1999

[2] 安徽理工大学与谢桥煤矿合作研究项目.综放采场围岩压力分布规律及巷道合理布置研究.2002年8月

第一作者简介 吴定洲(1963—),淮南矿业学院采矿工程专业、中央党校经济管理本科班、安徽大学经济硕士研究生班毕业。现任谢桥矿矿长,一直从事采掘主导技术生产管理工作,2005年度被评为“煤炭工业优

秀矿长”。

主办单位：煤矿与煤炭城市发展工作委员会

协办单位：北京嘉诚禾力广告有限公司

联系地址：北京市海淀区恩济庄18号院4号楼 邮政编码：100036

电话：010-88124838 88127046 传真：010-88127046

E-mail：master@mtsbxxn.com mtsbxxn@163.com

网站备案号：京ICP备05035317号

