

马兰矿 18502 回采工作面巷道支护设计研究与应用

梁维将*

(山西西山煤电股份有限公司马兰矿,山西 太原 030205)

摘 要:马兰矿为解决 18502 工作面回采期间遇陷落柱导致顶板围岩变形、帮部片帮和丢底煤量大问题,为控制巷道围岩变形,提高回采效率。针对马兰矿 18502 回采工作面地质条件和巷道特点,采用超前支护、特殊支护方法等技术,最大限度地实现煤炭资源高效回收,提高煤矿的经济效率和社会效益;同时也为矿井地质相类似工作面巷道支护提供参考依据。

关键词:回采巷道;支护方案;沿空留巷;支护强度

中图分类号:TD355 **文献标识码:**B **文章编号:**1004-5716(2024)12-0138-03

1 矿井概况

马兰矿位于山西古交西南 15km,井田面积为 104.4km²,设计年生产能力 400×10⁴t,主要开采山西组 2[#]、3[#]、8[#]煤层。18502 综采工作面位于南五下组煤采区右翼,地表位于端端圪垛东南侧、原平川西北侧、武洼梁东侧、麻家口西侧,18502 工作面主要开采石炭系太原组 8[#]煤,工作面走向长 1390m、倾斜长 276m,煤层平均厚度 3.86m。由于成煤时期受地壳不均衡沉降影响,切眼及工作面局部含 2~5 层 0.1m 厚泥岩夹矸,煤层局部破碎、节理裂隙较发育。8[#]煤直接顶主要为砂岩,厚 1.76m;直接底泥岩,厚 3.16m。

2 矿井地质构造

18502 回采工作面是南五下组煤采区的第 4 个回采工作面,采区总面积 5.64km²,可采储量 1242.2×10⁴t 区域地质构造比较复杂,井田总体构造形态为向西倾斜的单斜构造,属近水平煤层。根据掘进巷道时揭露的情况及相关地质资料得知,18502 回采工作面施工至里程 614m 处停掘施工,超前钻孔发现右前方有陷落柱,揭露 S91 陷落柱。在回采至两顺槽陷落柱位置时,由于地质构造影响,可能导致顶板管理困难、帮部片帮等问题。采到陷落柱位置必须提前制定专项措施。18502 工作面经 WKT-E 矿用无线电波透视仪探测,根据探测结果图及已掌握的实际地质情况分析得知,除已揭露陷落柱位置出现异常数据,并未发现其他异常情况。

3 巷道布置及支护形式

3.1 18502 回风顺槽沿 8 煤层底部布置

顶部锚杆采用 $\varnothing 20\text{mm}\times 2400\text{mm}$ 螺纹钢树脂锚杆,

间排距 800mm、900mm,顶部采用 $\varnothing 6.0\text{mm}$ 的点焊网铺设,网格 100mm、100mm;右帮锚杆采用 $\varnothing 18\text{mm}\times 2000\text{mm}$ 螺纹钢锚杆,另一侧帮部采用 $\varnothing 18\text{mm}\times 2000\text{mm}$ 左旋无纵肋树脂螺纹钢锚杆,间排距均为 800mm、900mm,帮部铺设网格 100mm $\times$ 100mm,搭接长度 100mm;锚索采用 $\varnothing 17.8\text{mm}\times 7400\text{mm}$ 钢绞线,锚索采用二二布置。顶、帮部采用 $\varnothing 16\text{mm}$ 、 $\varnothing 12\text{mm}$ 螺纹钢梯子梁配合点焊网支护^[1]。

3.2 工作面运输顺槽支护方式

顶部锚杆采用 $\varnothing 20\text{mm}\times 2400\text{mm}$ 左旋无纵肋螺纹钢锚杆,间排距 800mm、900mm,顶部采用 $\varnothing 6.0\text{mm}$ 的点焊网铺设,网格 100mm $\times$ 100mm;两帮选用 $\varnothing 18\text{mm}\times 2000\text{mm}$ 左旋无纵肋螺纹钢锚杆配合 $\varnothing 6.0\text{mm}$ 焊金属网联合支护,间排距 800mm、900mm,锚索选用 $\varnothing 17.8\text{mm}\times 7400\text{mm}$ 左捻钢绞线,锚索采用“五花”布置,间排距 1600mm、1800mm。顶部、帮部采用 $\varnothing 16\text{mm}$ 、 $\varnothing 12\text{mm}$ 螺纹钢梯子梁配合点焊网支护^[2]。

3.3 工作面切眼

支护形式,锚杆:一号切眼顶板选用 $\varnothing 20\text{mm}\times 2400\text{mm}$ 左旋无纵肋螺纹钢锚杆进行支护,杆尾螺纹为 M20mm;右帮(老塘帮)选用 $\varnothing 18\text{mm}\times 2000\text{mm}$ 左旋无纵肋螺纹钢锚杆进行支护;左帮(煤壁帮)选用 $\varnothing 18\text{mm}\times 2000\text{mm}$ 左旋无纵肋螺纹钢锚杆进行支护;二号切眼顶板选用 $\varnothing 20\text{mm}\times 2400\text{mm}$ 左旋无纵肋螺纹钢锚杆进行支护,杆尾螺纹为 M20mm;两帮均选用 $\varnothing 18\text{mm}\times 2000\text{mm}$ 左旋无纵肋螺纹钢锚杆进行支护。

锚索:一号切眼锚索两边选用 $\varnothing 17.8\text{mm}\times 7400\text{mm}$

* 收稿日期:2023-04-24

作者简介:梁维将(1978-),男(汉族),山西平遥人,工程师,现从事煤矿生产技术管理工作。

与中间使用 $\varnothing 17.8\text{mm} \times 9800\text{mm}$ 左捻钢绞线配合使用;二号切眼锚索选用 $17.8\text{mm} \times 7400\text{mm}$ 使用;一号切眼顶、右帮(老塘帮)均选用 $\varnothing 6.0\text{mm}$ 点焊金属网,规格长 2000mm 、宽 1000mm ,网孔 $100\text{mm} \times 100\text{mm}$,左帮(煤壁帮)采用 $\varnothing 2.5\text{mm}$ 铁丝网,网片需压茬处理,压茬不小于 100mm ,并用14号双股铁丝交替扭结,扭结距离不大于 200mm ,每根铁丝扭结不少于3圈;二号切眼顶、帮均选用 $\varnothing 6.0\text{mm}$ 点焊金属网,规格长 2000mm 、宽 1000mm ,网孔 $100\text{mm} \times 100\text{mm}$,网片需压茬处理,压茬不小于 100mm ,并用14号双股铁丝交替扭结,扭结距离不大于 200mm ,每根铁丝扭结不少于3圈^[3]。煤矿巷道锚杆支护断面示意图如图1所示。

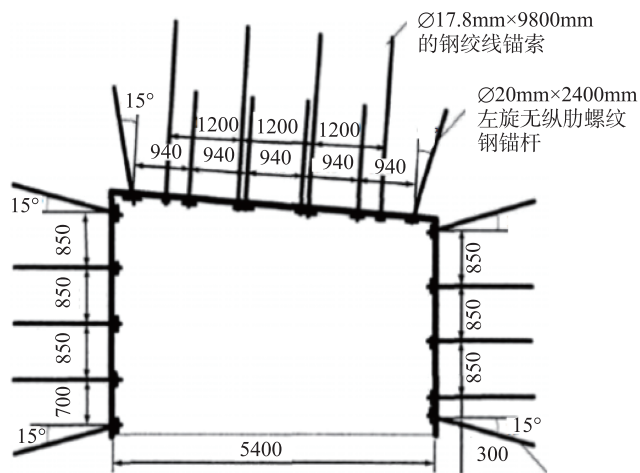


图1 煤矿巷道锚杆支护断面示意图(单位:mm)

4 工作面运输、回风顺槽的超前支护

4.1 支护技术要求

18502工作面运输、回风顺槽超前支护长度不小于 20m ,采用DW28-31.5/100型单体液压支柱配合DJB2.4m铰接顶梁搭设,柱距为 1.2m (误差 $\pm 0.1\text{m}$),每根单体液压支柱必须拴齐防倒绳。超前支护周围出现顶板压力大、片帮时,必须采用工字钢提前扶棚加强支护。每天安排专人进行多次注液,确保初撑力不低于 12MPa 。当两巷超前段遇有陷落柱破碎带等地质构造致使顶板破碎时,必须采取以下方式加强支护:巷道出现煤壁片帮时,要及时用单体液压支柱支设戴帽点柱维护,顶板加补双层金属网,顶板压力大时要及时增补柱棚,根据压力情况延长超前加固维护距离。

在顶板破碎区域,首先使用长度适宜的木料或工字钢进行套棚(棚距为 0.6m),然后再在棚下进行单体液压支柱配合铰接顶梁支设,以增加支护强度及顶板稳定性。当巷道出现顶板下沉、底鼓等情况造成人行

道高度低于 1.8m 时,必须及时采取卧底等措施,保证安全出口符合要求。由于巷道变形、帮部位移等原因,造成超前支护无法正常沿直线敷设时,可将铰接顶梁重新生根敷设(即超前分段支护),但每一段超前支护单体液压支柱必须保证直线性符合要求^[4]。

4.2 支护强度计算

工作面顺槽超前支护所采取的支护方式,其支护强度加上原巷道锚杆支护的残余强度必须大于巷道回采期间围岩对巷道的顶压,确保巷道顶板的稳定。在老顶压力变形工作状态下,巷内超前支柱应当控制住顶煤及直接顶并与老顶贴紧,因此,支护强度至少应当平衡顶煤及直接顶岩重,即:

$$P_i \geq P_n = (M_y R_y + M_m R_m) L W K g \quad (1)$$

式中: P_i ——巷内原支护及超前支护对顶板的支护强度,kN;

P_n ——单位架距所需支护的顶板强度,kN;

M_y ——直接顶厚度,取 1.4m ;

R_y ——直接顶视密度,取 2400kg/m^3 ;

M_m ——顶煤层厚度,取 2.2m ;

R_m ——煤层视密度,取 1380kg/m^3 ;

L ——单位架距支护长度,取 1.0m ;

W ——单位架距支护宽度,取 $4.5(4.0)\text{m}$;

K ——动压系数,风巷取2;

g ——重力加速度,取 9.8m/s^2 。

将数字代入式(1)计算得: $P \geq P_n = 564.1\text{kN} / 501.4\text{kN}$ 。顶板螺纹钢锚杆的锚固力为 102kN ,锚索的锚固力为 355kN ,同一断面内顶板布置有:运输6根锚杆、1.67根锚索,回风5根锚杆、2根锚索。综合锚杆布置方式及受采动影响后全锚支护的残余支护有效的系数取0.6,巷道悬顶系数为1.4,则锚杆、锚索对顶板的有效支护为 $602.4\text{kN} / 610\text{kN}$,则巷道超前支护段的有效支护强度:

$$P = (564.1\text{kN} / 501.4\text{kN}) \times 1.4 - (602.4\text{kN} / 610\text{kN}) = 187.3\text{kN} / 92.0\text{kN}$$

运输巷超前支护的有效支护由3根单体柱进行支撑,回风巷超前支护的有效支护由2根单体柱进行支撑,则每一根单体支柱的支护强度 $P_1 = P / 3(2) = 62.4\text{kN}(46.0\text{kN})$; $P_1 < 250\text{kN}$ (单体柱的额定工作阻力),支护强度合格。当工作面过巷道超高段或顶板破碎段,原超前支护不能承压时,必须加强超前支护,加大单体支柱或缩短棚距,并加长超前支护距离^[5]。

5 支护材料及支护方式

为防止支架下串及工作面安全出口畅通,回风顺

槽靠工作面 10m 范围使用三排单体液压支柱与铰接顶梁配合支护,第一根单体液压支柱与下帮间距为 1.0m,第二根单体液压支柱与第一根单体液压支柱间距为 1.0m,第二根单体液压支柱与第三根单体液压支柱间距为 1.0m,第三根单体液压支柱与上帮间距为 1.0m,柱距为 1.0m,偏差不得超过 $\pm 0.1\text{m}$;工作面前 10m 范围内使用两排单排单体液压支柱,第一根单体液压支柱与下帮间距为 1.0m,第一根单体液压支柱与下帮间距为 2.0m,第二根单体液压支柱与上帮间距为 1.0m,柱距为 1.0m,偏差不得超过 $\pm 0.1\text{m}$ 。工作面回采至下切眼位置时,措施巷使用两排单体液压支柱与铰接顶梁配合支护,第一根单体液压支柱与下帮间距为 1m,第一根单体液压支柱与第二根单体液压支柱间距为 2.0m,第二根单体液压支柱与上帮间距为 1.0m,柱距为 1.0m,偏差不得超过 $\pm 0.1\text{m}$ 。运输顺槽回采至措施巷时,靠工作面 10m 使用三排单体液压支柱与铰接顶梁配合支护,第一根单体液压支柱与下帮间距为 1m,第二根单体液压支柱与第一根单体液压支柱间距为 1.0m,第三根单体液压支柱与第二根单体液压支柱间距为 2.1m,第三根单体液压支柱与上帮间距为 0.4m,柱距为 1.0m,偏差不得超过 $\pm 0.1\text{m}$ 。

6 结论

(1)单体液压支柱要支设成一条直线,其偏差不得

超过 $\pm 100\text{mm}$,必须使用防倒绳和硬连接。单体液压支柱必须支设在实底上,并做到迎山有力,初撑力不小于 12MPa。

(2)铰接顶梁之间要用平销铰接,铰接好后,将小链挂在铰接顶梁上,并保持平直,顶梁上方起伏不平处用木料接实顶板。巷道的高度不得低于 1.8m,人行道宽度不得小于 0.8m,单体液压支柱支设最大高度应小于支柱设计最大高度的 0.1m,最小高度应大于支柱设计最小高度的 0.2m。

(3)当巷道压力大、顶帮破碎、断面大、原支护形式不能满足支护要求时,超前支护应根据现场情况适当延长围护的长度,增加支护的排数,加大支护的密度。

参考文献:

- [1] 王志强.唐安煤矿沿空留巷回采工作面巷道支护设计[J].煤,2017,26(9):3-4.
- [2] 明俊智.综放工作面回采巷道锚杆支护技术研究[J].山东煤炭科技,2010(4):3-5.
- [3] 李雪峰.残煤复采工作面无煤柱护巷回采巷道支护设计研究[J].煤矿现代化,2022,31(6):10-13.
- [4] 孙奇志,刘伟,刘正芬,等.综放工作面回采巷道支护设计及优化研究[J].煤炭与化工,2019,42(10):30-33.
- [5] 许文彪.芦岭矿 11924 综采工作面支护设计研究与应用[J].煤矿现代化,2012(2):3-6.

(上接第 137 页)

个系统进行设计,给出各系统的结构形式及运行原理,同时给出了变频调速一体机的硬件选型,同时对上位机监控界面进行设计,为矿井刮板输送机智能化、自动化运行做出贡献,为矿井降本增效提供一定的参考。

参考文献:

- [1] 杜威.永磁同步变频直驱系统在刮板输送机的应用研究[J].石化技术,2023,30(1):219-220.
- [2] 田永超,杨晓敏.永磁同步变频直驱系统在煤矿井下胶带输送机中的应用[J].能源与环保,2017,39(8):186-189.
- [3] 张丽峥.无齿轮永磁同步变频驱动系统在井下胶带输送机

中的应用[J].山西煤炭,2011,31(3):38-39.

- [4] 单波,周琛.井下胶带输送机中无齿轮永磁同步变频驱动系统的应用[J].科技创新与应用,2016(32):151.
- [5] 王宝恒,吴存良.永磁同步电机变频驱动系统在胶带输送机上的应用[J].自动化与仪器仪表,2012(5):77-78.
- [6] 郭正达,孟俊文.低速大扭矩永磁同步电机变频驱动系统在主斜井带式输送机上的应用[J].山西煤炭,2018,38(5):29-33.
- [7] 徐艳红,曾令龙,盛文华.无齿轮永磁同步变频驱动系统在带式输送机中的应用[J].煤矿机电,2013(4):124-125.
- [8] 刘超.低速大扭矩永磁同步电机变频驱动系统在主斜井带式输送机上的应用[J].石化技术,2020,27(1):145-146.