

主动支护技术在综放工作面回采巷道超前支护中应用

Application of Active Support Technology in Advance Support of Fully-mechanized Caving Roadway

潘子恒(煤炭科学技术研究院有限公司,北京 100013)

摘要:通过对 153307 综放工作面回采巷道采用增加注浆锚索 + 锚索的主动超前支护加强形式代替单体液压支柱的加强支护形式,将被动支护变为主动支护,巷道顶板应力在垂直及水平方向上分别降低了 32.1% 与 7.2%,顶板下沉值减少了 107 mm,塑性区范围减小了 1 m。使用主动支护对围岩整体性进行加固,实现了矿山安全、高效生产,同时为相似条件矿山提供科学指导。

关键词:回采巷道;综放工作面;主动支护;超前支护;注浆支护

中图分类号: TD353 **文献标志码:** A **文章编号:** 1672-609X(2023)02-0064-06

Abstract: Through the active advance support strengthening form of adding grouting anchor cable + anchor cable to the mining roadway of 153307 fully mechanized caving face instead of the support form of single hydraulic prop, the passive support is changed into active support, the roof stress of the roadway is reduced by 32.1% and 7.2% in the vertical and horizontal directions respectively, and the roof subsidence value is reduced by 107 mm. The plastic zone is reduced by 1 m. The active support is used to strengthen the integrity of surrounding rock, which realizes the safe and efficient production of mine, and provides scientific guidance for mines with similar conditions.

Key words: mining roadway; comprehensive caving working face; active supporting; forepoling; grouting support

1 前言

随着矿山开采的深度不断下移,开采技术与装备不断更新发展,开采效率也得到长足的提升。但在工作面超前支护时大多沿用传统单体液压支柱超前支护。由于综放工作面的产量大,工作面超前段的顶板极易发生回转下沉破坏,超前支撑压力陡增^[1]。同时单体液压支柱单个质量往往大于 80 kg,不仅工人作业劳动强度大,回撤速度也相对较慢^[2-3],经单体支柱反复支撑过的顶板结构往往发生严重破坏,严重阻碍了安全高效生产。为进一步释放生产力,提高工作效率,同时切实保证生产安全,许多专家学者对此开展了大量工作。曹连民等^[4]对传统液压支架进行了优化,研发了迈步式超前液压支架,有效提高了支护强度和支护范围。白文勇等^[5]根据综放工作面超前支撑压力分布特点,

研制了具有高强度且移动便捷的双列多节自移式的超前支架,克服了单体液压支柱反复支撑对巷道顶板造成的破坏。卢前明等^[6]针对大采面综放开采提出了高应力多段让压的超前支护方式,利用多节梁柱结构改进了超前支架。姚强岭等^[7]在新汶矿业集团等矿山采取了长壁采煤主动式超前支护关键技术现场实践。李立华^[8]利用高强度锚索配合注浆进行超前支护,提出了注浆锚索式新型超前支护技术,并在新安煤矿进行了成功应用。

现阶段对于综放工作面回采巷道超前支护利用的手段还多是被动支护,鲜见有主动支护的应用实践,通过采用主动支护形式可有效增强巷道的支护强度,在能够控制巷道围岩变形稳定的同时又大大减少了巷道维修护工作量,降低了安全风险,提高生产安全系数。基于此,本文以山西某矿 153307 综放工作面为背景,运用数值模拟及现场试验开展主动支护技术在综放工作面回采巷道超前支护中的应用实践,并结合钻孔电视对试验结果进行检验。试验发现应用主动支护技术不仅能实现安全、高效生产,同时还能为相似条件矿山提供科学指导。

[作者简介] 潘子恒(1991—),男,汉,北京人,工程师,从事矿用设备检测研究。

[引用格式] 潘子恒. 主动支护技术在综放工作面回采巷道超前支护中应用[J]. 中国矿山工程,2023,52(2):64-69.

2 工程概况

山西某矿井田面积 9.316 km²,井田分别以东北部 F3 断层与南部 F5 断层为界,共划分 8 个采区,顶板均采用全部垮落法进行管理控制。153307 工作面位于 3 采区,回采 15 号煤层,煤层底板标准高度为 450~496 m,埋深 250 m。工作面布置如图 1 所示。153307 工作面东侧为 153214 巷,西侧为 153213 巷,均垂直于 153103 巷。所采煤层为 15 煤,煤厚 6.8 m,煤层结构较为简单,夹矸为泥岩,厚度多小于 0.3 m。采高 2.8 m,放高 4.0 m。工作面长 210 m,开采长度 1 518 m。

基本顶为细粒砂岩,钙硅质胶结,平均厚度为 7.3 m,岩石结构组成为细颗粒状,质地比较致密,主要矿物为石英、长石,普氏硬度为 6~7,单轴抗压强度为 31.8 MPa,抗剪切强度为 5.76 MPa,性质及赋存较为稳定;直接顶为泥岩,灰黑色,矿物组分较复杂,主要矿物为黏土、碎屑矿物(长石、石英、云母等)组成,普氏硬度小于 2,单轴抗压强度约为 21.23 MPa,抗剪切强度为 3.93 MPa,平均厚度为 5.6 m;煤层底板为泥岩及砂质泥岩,灰黑色,矿物组分负责,含水平及缓波状层理,下部局部相变,主要矿物为黏土、碎屑矿物,普氏硬度为 3~4,单轴抗压强度为 25.41 MPa,抗剪切强度为 4.21 MPa,平均厚度 6.7 m。

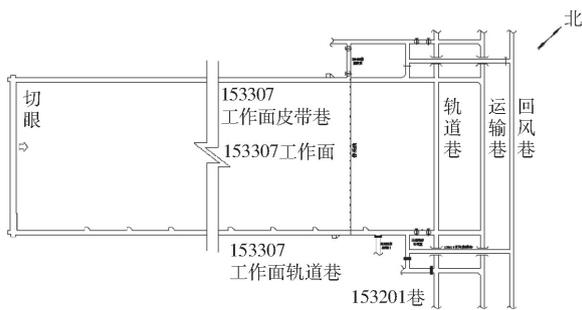


图 1 采场布置图

3 原支护形式分析

3.1 原支护方案

巷道埋深 430 m,断面为矩形,规格为 5 m × 2.6 m,原支护方案主要采用了锚杆索 + 钢带配合梯子梁、钢编网的支护形式,支护形式如图 2 所示。锚杆为左旋高强螺纹钢锚杆,直径 20 mm,长度 2 400 mm,间距 700 mm,排距 2 000 mm。锚索直径 21.6 mm,长 7 500 mm,采用混合树脂药卷进行锚

固,预紧力为 150 kN,紧跟工作面进行施工安装,间排距设置为 1 200 mm × 2 000 mm。梯子梁长 2 500 mm × 2 mm,宽 80 mm,安设方便安装锚杆的纵肋,梁距为 2 000 mm。钢带长 4 000 mm,间距 2 000 mm。回采巷道在走向方向上采用单体支柱进行多排短距超前支护,沿巷道走向布设 3 排单体液压支柱在端头切顶排至煤壁往外 20 m 间,间距为 1 000 mm;沿走向在上帮布设 1 排间距 2 000 mm 的单体液压支柱在煤壁外 20~50 m 间进行加强支护。

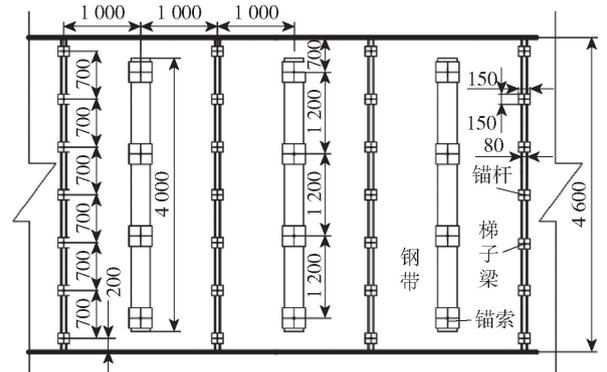


图 2 原支护形式布置图

4.2 巷道顶板围岩超前支承应力分布规律

以现场地质调查结果为背景,应用 FLAC^{3D} 软件对 153307 综放工作面巷道顶板围岩应力进行计算,模型如图 3 所示。模型尺寸为 282.5 m × 200 m × 33.5 m,矩形断面,规格为 5 m × 2.6 m。巷道埋深 250 m,按照岩石容重 2.36 t/m³ 计算后,施加自重 5.9 MPa,计算模型选用库伦摩尔准则。对 153307 综放工作面端头距工作面每隔 2 m 设置顶板应力监测点。图 4 所示为超前支承应力分布规律,由图可知随开采进行,巷道顶板垂直应力最大值位于距工作面 4 m 位置,大小为 12.39 MPa,应力集中系数为 2.1,影响范围为距工作面 20 m。因此,需要在距工作面 20 m 范围内进行超前支护。

3.3 原支护形式问题分析

(1) 支护强度存在不均。由于单体液压支柱的初撑力大、初始工作阻力大,能够较好地适应各种复杂地质条件,回柱快捷方便等优势一直被用来作为超前支护设备。但是随着开采强度增加,机械化程度快速提高,大大增加了工人的劳动强度,导致接回采—支护接替紧张,同时很难保证单体液压支柱的安设质量,往往会出现初始支撑压力不足的现象。这样就导致在动压严重区域无法保证均匀的初始支撑强度,巷道顶板的整体受力受到影响,顶板可能发

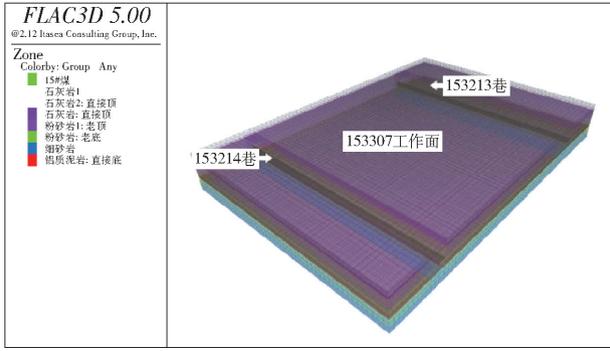


图3 数值模型

4 超前主动支护技术实践

4.1 支护方案设计

根据153307工作面采矿地质条件,提出在原超前支护基础上改进减少单体支柱,增加注浆锚索+锚索的主动超前支护加强。

支护方案如图5所示。在原有锚杆支护形式上舍弃单体支柱,增加锚索与注浆锚杆支护。锚索每排增加3根,分别为2根注浆锚索和1根普通锚索,排距均为1000mm,其中普通锚索位于中心线,注浆锚索在距普通锚索1200mm位置对称布置。

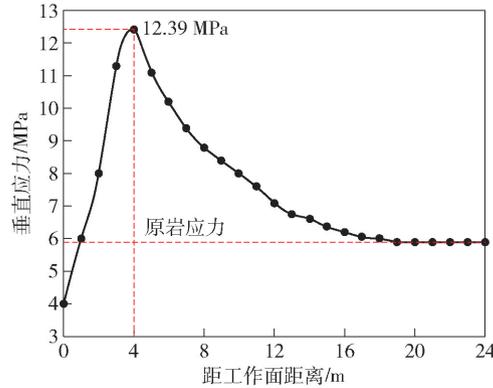


图4 超前支承应力分布曲线

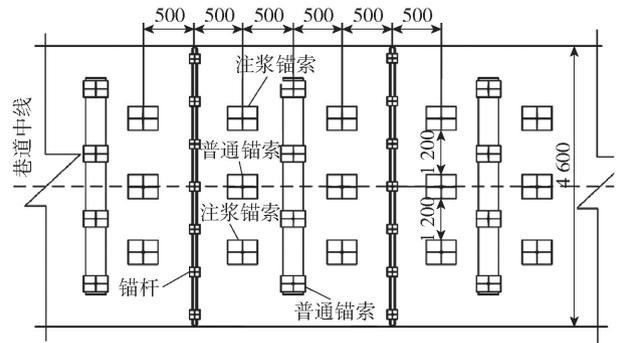


图5 支护优化布置方案示意图

生严重变形。

(2)受超前支承压力影响,端头巷道应力集中,使用被动支护的单体液压支柱支护面积小,移动复杂,且极易损坏,存在较大的安全隐患。同时使用支柱进行反复支撑也易造成顶板破碎,严重阻碍了安全高效生产。

(3)153307工作面选用的单体液压支柱为DZ型单体柱,规格为4.0m,质量较重,大于80kg。同时由于回采巷道需超前支护的距离长,需要的支柱多,导致了人工作业强度大、人员工作效率低等严重问题,很难切实满足快速机械化综放工作面的安全高效回采要求。

使用单体液压支柱时,端头巷道支护工作空间大大缩减,不仅降低了有效通风率,同时对安全高效作业产生了严重影响。

支护强度不足。由于153307工作面直接顶为泥岩,单轴强度及抗剪强度低,为保护顶板围岩完整性,避免由于支撑压力过大破坏顶板,在初支时采用较低的供液压力,这样就致使受超前采用影响的局部区域会发生强烈变形,造成顶板离层发育显著,破坏了顶板围岩完整性,增加了超前支护难度。

3.2 支护优化后应力位移分析

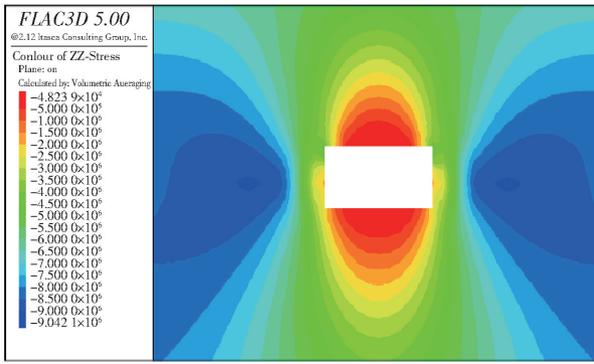
根据153307综放工作面实际地质采矿条件,利用FLAC^{3D}软件对巷道顶板围岩超前支护原设计方案与优化设计建立数值模型,进行支护效果分析评价。

1) 支护优化后顶板围岩应力分布分析

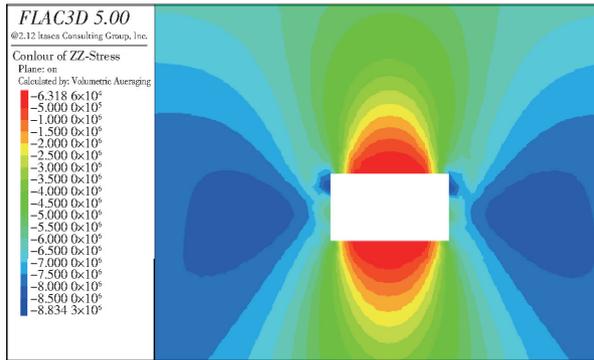
图6所示为采用不同的支护方式时巷道围岩的应力分布图,当运用原支护设计进行超前支护时,围岩的应力最大仅达9.1MPa,应力集中在距巷帮5m位置处,应力集中系数为1.57。而采用优化后的支护方式进行超前支护时,主要应力集中在顶板围岩处,应力达到了8.8MPa,应力集中系数为1.49,同时可以发现巷道顶板应力释放高度及宽度受主动支护约束,大大减小,高度相较于原支护降低了32.1%,宽度减少了7.2%。通过对比分析可知,优化后的支护形式能够明显的提高顶板围岩的支承能力,注浆锚索+锚索的主动超前支护加强的支护方案能够更好地对巷道围岩进行改性加固。

2) 支护优化后顶板围岩位移变形分析

图7所示为采用不同的支护方式时巷道围岩的垂直位移分布图。通过图7(a)可以发现当采用原支护形式时,顶板围岩下沉值最大可达150mm,底

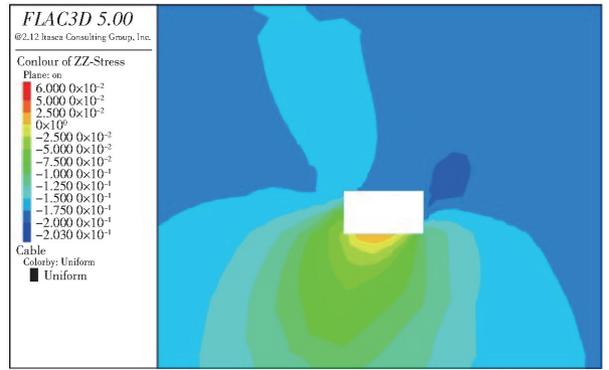


(a) 原支护形式

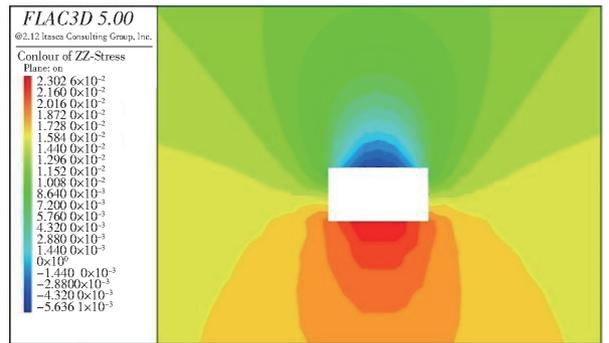


(b) 改进支护形式

图 6 围岩垂直应力分布云图



(a) 原支护形式



(b) 改进支护形式

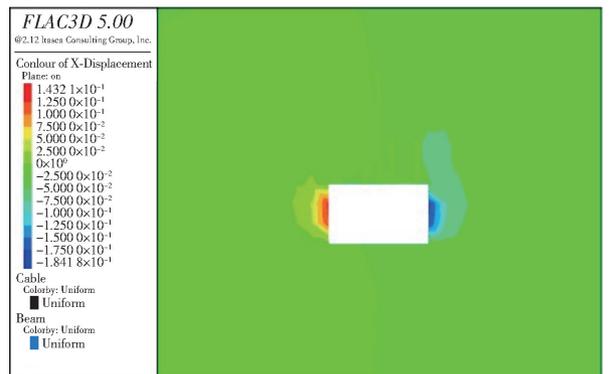
图 7 围岩垂直位移分布云图

鼓量达 30 mm。而采用优化后的支护方式进行超前支护后,由图 7(b)可以看出,顶板围岩下沉值仅为 43 mm,底鼓量为 23 mm。通过使用注浆锚索代替超前支柱的支护方法极大提高了顶板围岩的整体性,大大限制了顶板围岩的变形量。

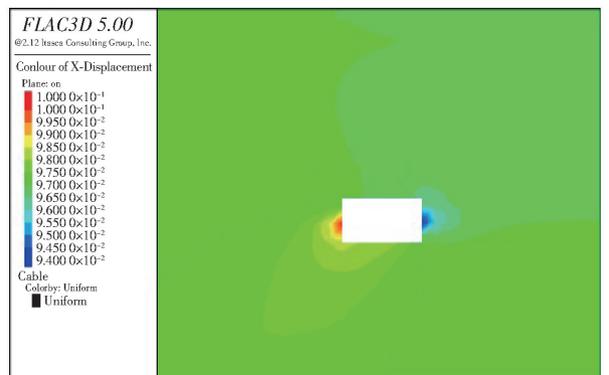
图 8 所示为采用不同的支护方式时巷道围岩的水平位移分布图。通过图 8(a)可以发现当采用原支护形式时,两帮移进量最大可达 184 mm,而且范围大、深度深。采用优化后的支护方式进行超前支护后,由图 8(b)可以看出,两帮移进量仅为 94 mm,同时扩展范围大大减小。分析可知,通过改进的支护形式进行超前支护后,巷道顶板围岩稳定性得到极大加强,同时完整性也得到了改善,顶板承压能力提高,减小了顶板来压对两帮的变形破坏影响。

3) 支护优化后围岩塑性区分布分析

图 9 所示为采用不同的支护方式时巷道围岩塑性区扩展分布云图。通过图 9(a)可以发现当采用原支护形式时,顶板及两帮的塑性区扩展范围最大可达 3 m。采用优化后的支护方式进行超前支护后,由图 9(b)可以看出,由于顶板的加固作用,顶板及两帮的塑性区扩展范围最大仅为 2 m,顶板仅中间位置出现,两帮则出现在上隅角。



(a) 原支护形式



(b) 改进支护形式

图 8 围岩水平位移分布云图

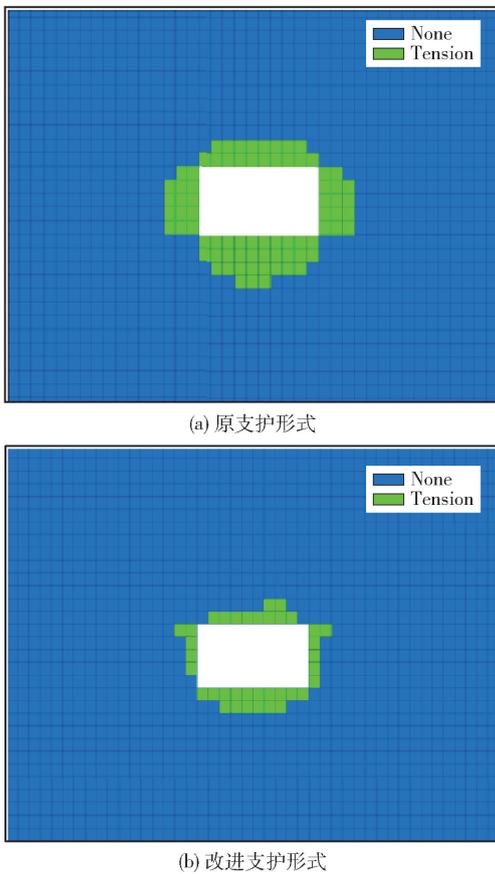


图9 围岩塑性区分布云图

4.3 支护效果分析

1) 塑性区扩展范围

通过数值模拟已经得到了两种支护方式初步的塑性区扩展发育情况,为了更真实更直观的验证优化支护的支护效果,在现场利用4D钻孔电视对顶板进行窥测,探测裂隙发育情况。分别在回采巷道中分别布置2个测站,2#测站位于回采工作面前方9 m,1#测站距离2#测站10 m。1#测站处采用原支护方案,2#测站处采用主动超前支护优化方案。分别在受超前支承压力影响的前后对2个测站进行探测。

图10、图11所示为测站孔深3、5 m位置的探测结果,通过图10可知,在未受超前支承压力影响时,顶板未发现裂隙,岩层完整性高。当工作面煤壁开始推进至距2#测站5 m时,根据上文模拟计算得到的巷道顶板围岩超前支承应力分布规律可知,此时的1#测站、2#测站均在超前支承压力影响较大的范围内,且2#测站受到的影响更为明显。由图11可以发现,1#测站3、5 m位置均出现较大裂隙,裂隙长度约为30 mm,2#测站3、5 m位置的顶板基本未发现

裂隙,岩层整体基本稳定。由此可以得出,使用优化的主动超前支护加固方案能够较好地对回采巷道顶板进行加固。

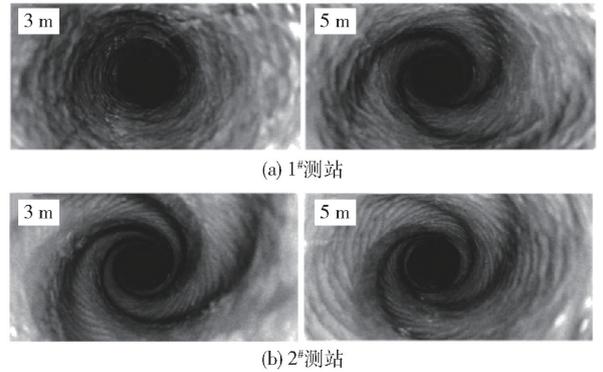


图10 未受超前应力顶板裂隙发育图

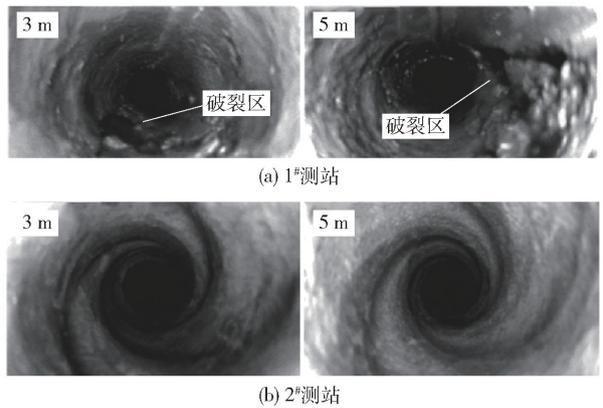


图11 受超前应力顶板裂隙发育图

2) 效果分析

通过现场探测及监测结果表明,采用主动超前支护加固方案后,巷道顶板裂隙发育得到较好控制,顶底板及两帮变形移进量大大减小,巷道稳定性得到极大提高。这主要得益于注浆锚索与普通锚索配合在增加巷道岩层完整性的同时提高了巷道围岩强度。采用主动超前支护加固方案变革了传统的被动支护,修复受损围岩结构,极大地提高了围岩整体性,改善了围岩的整体受力状态,达到了维护巷道围岩稳定的目的。

5 结论

(1)通过现场调研对153307工作面在端头巷道顶板原有支护形式及存在问题进行了分析,发现原有支护形式的单体液压支柱支护面积小,移动复杂,质量较大,不仅导致了劳动强度大,工作效率低等严重问题,还由于反复支撑造成顶板破碎,降低了有效通风率,严重阻碍了安全高效生产。

(2)在分析原有支护形式问题的基础上,提出在原超前支护基础上改进减少单体支柱,增加注浆锚索+锚索的主动超前支护加强方案。利用FLAC^{3D}软件对巷道顶板围岩超前支护原设计方案与优化设计方案进行了支护效果对比分析评价,发现使用加强方案后,顶板围岩强度增加,同时应力集中程度较原支护减小,巷道顶板应力释放高度及宽度受主动支护约束,大大减小,分别降低了32.1%与7.2%。顶板围岩下沉值仅为43 mm,底鼓量为23 mm,两帮移进量仅为94 mm,远小于原支护方案的150 mm、30 mm及184 mm。塑性区扩展范围也是大大减小,由3 m减小到2 m,最大扩展发育位置由原方案的两帮中部上移至两帮上隅角位置,可见通过改进的支护形式进行超前支护后,巷道顶板围岩稳定性得到极大加强,同时完整性也得到了改善,顶板承压能力提高。

(3)通过数值模拟已经得到了两种支护方式初步的塑性区扩展发育情况后,为了更真实更直观的验证优化支护的支护效果,又利用了4D钻孔电视对顶板裂隙发育情况进行了探测,超前支承压压力大的2#测站裂隙发育情况好于1#测站,同时2#测站的顶底板及两帮变形移进量大大减小。表明使用了主

动超前支护加固方案,将被动支护变为主动支护,不仅修复受损围岩结构,改善了围岩岩石条件,而且极大地提高了围岩整体性,增强了巷道围岩稳定性。

[参考文献]

- [1] 程如春. 综放开采工作面回采巷道超前支护参数优化[J]. 机械管理开发, 2021, 36(9): 117-118.
- [2] 郭宁. 厚坚硬顶板超前应力分布规律及超前支护技术优化研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2021.
- [3] 张鹏程. 综采工作面端头及超前支护关键技术和装备研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2013.
- [4] 曹连民,朱志元,臧宏昱,等. 迈步式大采高超前液压支架设计与应用[J]. 煤矿安全, 2018, 49(5): 128-130+134.
- [5] 白文勇. 双列多节自移式超前支护参数设计与应用[J]. 煤矿机械, 2019, 40(6): 138-140.
- [6] 卢前明,彭海峰,董关杰,等. 三软煤层回采巷道超前支护加固技术[J]. 煤炭工程, 2015, 47(2): 44-46.
- [7] 姚强岭,王焯辉,夏泽,等. 煤矿长壁采煤主动式超前支护关键技术及应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2020, 37(2): 289-297.
- [8] 李立华. 回采巷道注浆锚索式超前支护技术的应用研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2020.

(上接第58页)

- [16] 李长兴,辛程鹏,李回贵,等. 基于Fisher-逐步判别法的煤与瓦斯突出预测[J]. 中国矿业, 2020, 29(7): 106-111.
- [17] 张书金,衡献伟,李青松,等. 贵州突出矿区局部突出危险性预测敏感指标研究[J]. 煤炭科学技术, 2016, 44(2): 89-93.
- [18] 张逸龙,吴彦,方书昊,等. 赤峪煤矿煤层突出危险性

预测敏感指标的确定[J]. 矿业安全与环保, 2022, 49(3): 84-87+93.

- [19] 舒龙勇,朱南南,陈结,等. 煤与瓦斯突出危险精准辨识理论方法与技术探索[J]. 煤炭学报, 2020, 45(5): 1615-1625.
- [20] 徐恩宇,李希建,薛峰. AHP-GT耦合模型下煤与瓦斯突出危险性评价[J]. 煤矿安全, 2022, 53(4): 172-177.