

Research on Surrounding Rock Control of Wind Roadway in Fully Mechanized Caving Face

Xiaotao Hao

Huaibei Mining Group Luling Coal Mine, Suzhou, Anhui, 234000, China

Abstract

The air roadway of the II 946 fully mechanized caving face of Luling Coal Mine is a gob-headed roadway. Affected by the mining movement, the mine pressure is severe and the roadway deformation is obvious. Severe kick drum and other phenomena make it difficult to support, and the section of the roadway cannot meet the safety needs of ventilation and pedestrians, which brings great risks to the safety production of the district team, greatly increases the labor intensity of employees, and seriously restricts the high efficiency and high quality development of the working face. By learning from the surrounding rock control technology of the tunneling roadway, combined with the experience of coal mining and mining, in view of the current situation of the working face wind roadway, with the goal of “resolutely eliminating the need to change the shed”, various surrounding rock control plans have been formulated. Shed reinforcement support → grouting reinforcement + anchor cable beam reinforcement support → retractable U-shaped bracket + active support” three stages, and gradually explored a set of scientific and reasonable wind roadway surrounding rock management mode to ensure the roadway section. Comply with the regulations on pedestrians and ventilation sections to ensure efficient and safe mining of the working face.

Keywords

shed; grouting process; active support

综放工作面风巷围岩治理研究

郝小涛

淮北矿业集团芦岭煤矿, 中国·安徽 宿州 234000

摘 要

芦岭煤矿 II 946 综放工作面风巷为沿空掘进巷道, 受采动影响, 矿压显现剧烈, 巷道变形明显, 存在顶板下沉量大、两帮移近量大、支护失效, 底鼓严重等现象, 导致支护难度大, 巷道断面不能满足通风、行人等安全需要, 给区队安全生产带来较大风险, 极大增加了职工劳动强度, 严重制约工作面高效高质量发展。通过借鉴掘进巷道围岩治理技术, 结合采煤回采经验, 针对工作面风巷现状, 以“坚决杜绝改棚”为目标, 制定了各种围岩治理方案, 通过现场的不断尝试, 历经“套棚补强支护→注浆加固+锚索梁补强支护→可收缩 U 型支架+主动支护”三个阶段, 逐步摸索出了一套科学合理的风巷围岩治理模式, 保证了巷道断面符合行人、通风断面规定, 确保工作面高效安全回采。

关键词

套棚; 注浆工艺; 主动支护

1 II 946 综放工作面简介

II 946 工作面设计东以 F8 断层为界, 西至 F27 断层, 南为 II 944 综放工作面(回采结束), 北为 II 948 工作面(尚未准备); 工作面走向长 500m, 倾斜宽 158.6m, 面积 79300m², 储量 114.1 万吨, 其中 8 煤 85 万吨, 9 煤 29.1 万吨。工作面采用“采 9 放 8”综放工艺回采。

2 风巷围岩治理措施

2.1 套棚补强支护

风巷巷道出现变形时, 我们单纯认为原 U 型钢棚支护

强度不够, 按照以往经验采取在风巷 U 型钢棚变形段棚档内直接架设 U 型钢棚支护(见图 1), 通过双层 U 型钢棚配合垛式支架提高支护强度, 以此方法来控制巷道变形。但随着补强支护至 100 多棚时, 前期补强支护棚也出现了大面积严重变形。

反思总结: 风巷补强支护后又出现大面积变形, 说明不深入研究支护原理, 仅凭经验、感觉采取硬支的支护方式, 无法有效控制变形, 同时我们在补强支护中为贪图进度, 选用一部分棚腿较短的腿子进行架棚, 导致后期清理卧底时 U 型钢棚出现趾脚变形, 教育我们巷道治理是硬碰硬的综合工程, 不能有任何马虎凑合、偷奸耍滑的想法, 必须扎扎实实干好每一步, 踏踏实实下足功夫。

【作者简介】郝小涛(1983-), 男, 中国河南登封人, 本科, 工程师, 从事安全工程、采矿工程研究。

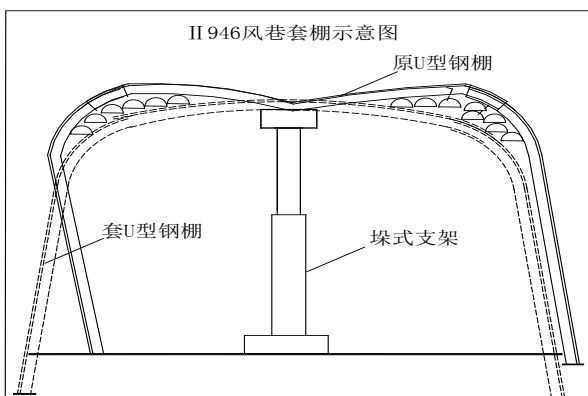


图 1 II 946 风巷套棚示意图

2.2 注浆加固 + 锚索梁补强支护

在各级领导的指导帮助下，我们积极转变思路，采取在风巷未变形段提前对巷道进行全断面喷浆并注浆，注浆采用深浅孔结合方式。

2.2.1 注浆施工方案

①注浆管材料规格：采用 3.3m 注浆锚杆（浅孔）、6.1m 及 4.6m 注浆锚索（深孔）。

②注浆孔参数如下：

顶板：6.1m 锚索眼采用“202”方式布置，排距 1m，眼深 6~7m，垂直顶板；锚杆眼采用“202”方式布置，排距 1m，眼深 3~4m，垂直顶板。锚索眼与锚杆眼间距 0.65m，交替布置。

两帮：4.6m 锚索眼采用“202”方式布置，分为顶眼、底眼，排距 1.0m，眼距 1.3m，眼深 5m，底眼距底板 0.8m，俯角 45°；顶眼仰角 45°；锚杆眼采用“101”方式布置，为中眼，眼距 1.3m，眼深 3~4m，距底板 1.3m，垂直巷帮（上帮中眼距底板 1.8m，角度与顶眼一致）。若锚索底眼无法成功施工时，改为锚杆眼。

③注浆压力：2~4MPa。

④注浆孔均采用封孔剂封孔，封孔长度不低于 0.5m。注浆锚索全部上齐锚索梁。

⑤施工工序：安全确认→锚杆钻机打孔→安装注浆锚杆（锚索）→封孔→喷浆→制浆→注浆→清洗管路、注浆泵。注浆采取深浅孔互补，先浅孔，后深孔。

⑥劳动组织：

第一，注浆孔由专人现场定位，红色为锚索眼，白色为锚杆眼。

第二，注浆眼任务分解：中班锚索眼不低于 8 个，早班锚索眼不低于 6 个、锚杆眼不低于 12 个；每天注浆总量不得低于 15 袋水泥。

2.2.2 注浆施工标准

①注浆前确认注浆设备、管路及巷道支护完好，各连接处使用正规 U 型销连接牢固并用铁丝固定在巷帮。

②注浆孔严格按照设计角度施工，误差不超过 $\pm 5^\circ$ 。

③注浆锚杆外露长度不超过 50mm，注浆锚索不超过 150~250mm。注浆孔成排成线，并挂牌管理。

④全断面施工注浆孔编为一组，每组施工结束后及时注浆，按照此方法逐组进行注浆，确保注一段、达标一段。

⑤注浆时施工路段实行警戒制度，严禁闲杂人员逗留。

⑥注浆时当压力表指针达到设计要求或以上时，应停止该孔注浆（停机）。

⑦注浆换孔时应先打开泄压阀，待管路压力释放后，人员站在注浆锚杆（锚索）侧方拆除管路进行换孔注浆。

⑧注浆过程中记录注浆时间、压力等参数，以便优化注浆方案。

浆结地通过注浆充填，提高巷道围岩的整体性，从而充分发挥围岩的自承能力，同时配合锚索梁（前期 1m，后期 2.2m 长）提升支护强度，将 U 型钢棚连成整体配合围岩承载共同作用，确保支护效果（见图 2）。

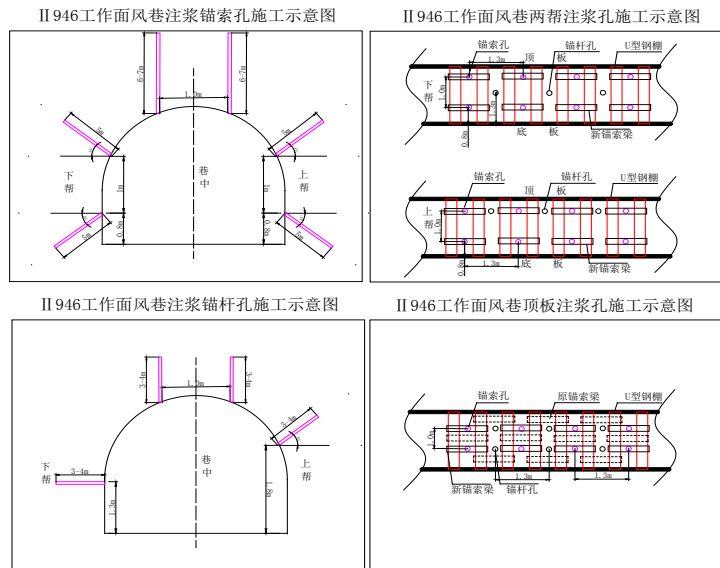
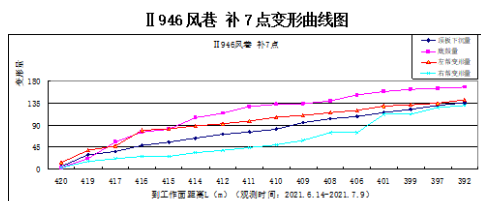


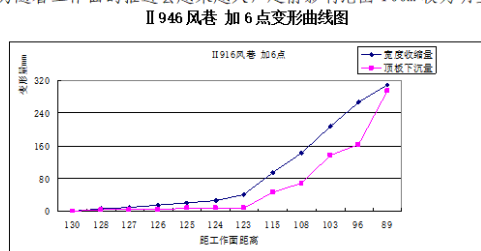
图 2 II 946 工作面风巷注浆过程示意图

2.2.3 反思总结

①通过风巷矿压监测数据(见图3),可以看出经过注浆加固+补强支护进行治理的巷道整体变形量大大减少,效果明显,说明注浆加固+补强支护的围岩治理方法是有效可行的。同时在实施过程中也暴露了很多问题,如思想保守、不肯接纳新事物。注浆初期我们普遍认为注浆是针对掘进岩巷修复的,对采煤工作面作用不大,有抵触情绪,但最终事实表明,注浆加固效果明显。由于对注浆工艺不熟悉,生搬硬套,导致注浆效果不理想、跑浆严重,后期经过不断学习,采用先全断面喷浆后深浅结合的方式进行注浆,才解决注浆效果差、跑浆的问题。



分析:截止7月9日补7点距工作面80m,该点的加固方式是垛式支架+泄压孔,前后15m范围内已套棚,观测期间巷道顶板下沉速度10.88mm/d,宽度平均收敛速度10.9mm/d,该点底鼓量最大,两帮压力随着工作面的推进会越来越大,超前影响范围100m较为明显。



分析:截止9月10日加6点距工作面89m,该点的加固方式为注浆锚杆+锚索,前后30m范围内已注浆,观测期间巷道顶板下沉速度9.5mm/d,宽度平均收敛速度6mm/d。

图3 II 946风巷变形曲线图

②注浆加固+补强支护模式治理围岩效果虽然明显,但仍存在局部巷道顶板下沉严重,影响安全生产,需要在此基础上进一步优化围岩治理方案。

2.3 主动支护+可伸缩U型支架+(一次卸压)

通过涡北矿学习及本矿III 1022风巷观摩学习,我们意识到注浆加固+补强支护从本质意义上仍然是补强支护,其利用锚索梁将U型钢棚连成整体增加对抗围岩强度,对围岩不能形成主动支护,无法有效管控围岩蠕变造成的顶板变形,我们尝试对风巷顶板下沉严重段巷道重新刷帮进行一

次卸压,卸压后重新架设U型钢棚,并在U型钢棚档内施工8根锚索+盖板(见图4),对U型钢支架四周围岩进行锚固,形成围岩主动支护,减少对U型钢棚挤压,变形,形成主动支护+可伸缩U型支架相结合的支护模式。

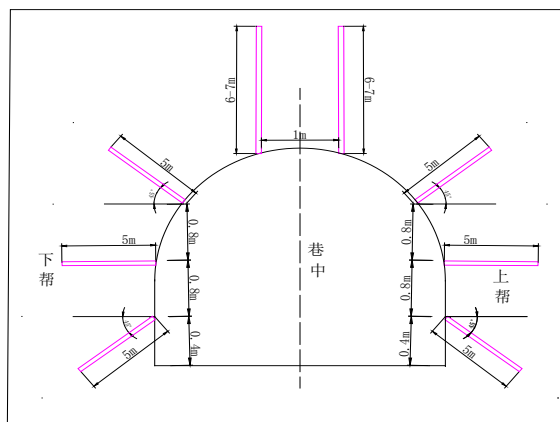


图4 II 946工作面风巷U型钢棚档内锚索施工示意图

反思总结:虽然目前主动支护+可伸缩U型支架支护模式处于实验阶段,但无论实验结果如何,我们将不断总结改进,坚持盾构精神,以坚定、坚决的信心,不退缩、不怀疑、不为难,坚决实现“杜绝改棚”的目标。

3 结语

通过现场的不断尝试,历经“套棚补强支护→注浆加固+锚索梁补强支护→可收缩U型支架+主动支护”三个阶段,逐步摸索出了可收缩U型支架+主动支护的风巷围岩治理模式,保证了巷道断面符合行人、通风断面规定,确保了工作面高效安全回采。

参考文献

- [1] 钱鸣高,石平五,许家林.矿山压力与岩层控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,2010.
- [2] 靳钟铭.放顶煤开采理论与技术[M].北京:煤炭工业出版社,2001.
- [3] 钱鸣高.砌体梁结构的关键块分析[J].煤炭学报,1994,19(6): 557-563.
- [4] 陆明心,郝海金,吴健.综放开采上位岩层的平衡结构及其对采场矿压显现的影响[J].煤炭学报,2002,27(6):591-595.
- [5] 郭宝军.煤矿综采工作面回采效率的提升措施研究[J].工业设计,2017(4):189.