

坚硬顶板条件下强烈动压巷道变形分析及控制研究

郭建平

(潞安集团 潞宁煤业有限责任公司, 山西 宁武 036000)

摘要 分析了掘进和回采初期变形破坏特征, 探讨了围岩大变形机理, 分析认为回采过程发生强烈变形主要是强烈耦合动压影响下支护强度和刚度不足造成的, 提出了控制围岩总体变形、强化深部支护和顶板卸压处理的对策, 设计了剩余回采段巷道变形控制方案, 在工作面回采后期应用并取得了较好效果, 两帮移近量降低了 44.5%, 顶板下沉量降低了 56%, 有效地保证了工作面剩余段的顺利回采。

关键词 坚硬顶板; 强烈动压; 强烈变形; 支护强度

中图分类号 TD353 **文献标识码** B **文章编号** 1006-6225 (2014) 01-0064-03

Large Deformation Analysis of Roadway with Strong Dynamic Pressure in Mining Period and Control

潞宁煤矿开采深度 300 ~ 400m, 主采侏罗纪 2 号和 3 号煤层, 2 号煤层平均厚 4.43m, 3 号煤层平均厚 1.56m。2005 年以来, 潞宁煤业与科研院所合作先后对 22105 回风巷、22106 回风巷、22110 和 22109 工作面强烈动压回采巷道进行了锚杆支护技术研究, 取得宝贵的经验, 提高了整个矿区煤巷锚杆支护技术水平^[1-3]。但随着矿区开采范围和深度的增加, 出现局部强烈动压巷道在回采过程发生强烈变形, 严重影响回采工作面的正常生产, 迫切需要解决潞宁煤业坚硬顶板条件下强烈动压巷道回采过程中的严重变形问题, 确保回采巷道满足生产要求。

1 围岩工程环境及变形破坏状况

1.1 围岩工程环境

22110 运输巷埋深 260m, 长 2000m, 沿 2 号煤底板掘进, 巷道断面为矩形, 宽 4.5m, 高 3.4m; 22110 运输巷与 22112 采空区相邻, 保护煤柱 20m, 22110 运输巷开始掘进时, 22112 工作面回采位置距离停采线 400m。根据矿方提供资料, 2 号煤厚 4.5 ~ 5.4m, 平均 4.95m, 倾角平均 14°, 煤层坚固性系数为 3.5, 直接顶为中粒砂岩, 基本顶为长石英砂岩, 硬度较大, 单轴抗压强度大于 80MPa, 属较稳定岩层。地应力测量结果显示, 最大水平主应力为 14MPa, 方向为 N3.9°W, 最小水平主应力为 8.74MPa, 垂直主应力为 9.45MPa。22110 运输巷支护方案如下: 锚杆杆体为 $\phi 22$ mm

左旋无纵筋螺纹钢, 钢号为 335 号, 长度 2400mm, 锚杆排距 1200mm, 锚索为 $\phi 18.9$ mm, 1 $\times$ 7 股高强度低松弛预应力钢绞线, 长度 6300mm, 每 2 排锚杆打 1 根锚索, 排距 2400mm。顶板和外侧帮采用钢筋托梁和金属网护表, 内侧帮采用金属网护表, 锚杆预紧扭矩大于 300N $\cdot$ m, 但不大于 500N $\cdot$ m。锚索初次张拉不低于 260kN, 预应力损失完成后不低于 200kN, 支护方案如图 1 所示。

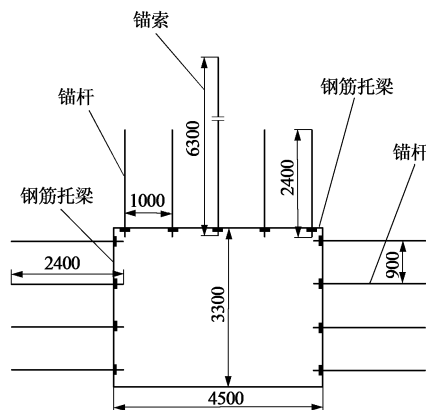


图1 22110 运输巷锚杆锚索支护方案

1.2 围岩变形破坏特征

22110 运输巷掘进期间和回采初期巷道变形状况如图 2 和图 3 所示, 从图中可以看出, 掘进期间巷道两帮最大移近量 106mm, 顶板下沉量最大 49mm, 局部地段顶板破碎处顶板下沉最大达 58mm。当工作面回采至 100m 时, 超前支护段巷道两帮最大收缩量达 1100mm, 顶板最大下沉量在 800mm 左右, 顶板破碎, 多处坠包, 漏顶, 锚杆

收稿日期 2013-07-29

作者简介 郭建平 (1967-), 山西宁武人, 工程师, 现任潞宁煤业有限责任公司副总工程师, 从事煤矿生产技术管理工作。

引用格式 郭建平. 坚硬顶板条件下强烈动压巷道变形分析及控制研究 [J]. 煤矿开采, 2014, 19 (1): 64-66, 86.

DOI 10.13532/j.cnki.cn11-3677/td.2014.01.018

断裂严重,超前支护段锚杆破断率达 60%,矿压显现非常明显,较之前巷道两帮收缩量 430mm 和顶板下沉量 320mm 而言,巷道变形非常严重。

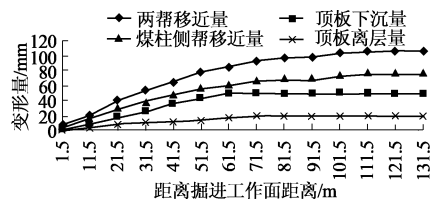


图 2 掘进期间巷道变形量

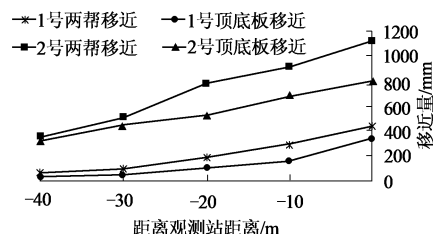


图 3 回采过程中 100m 处前后观测站围岩变形状况

2 围岩变形破坏机理

22109 运输巷回采期间围岩发生较大变形,采空区强烈动压和本工作面回采超前支承压力大是根本原因,而初期支护强度和刚度的不足是主要原因,围岩完整性差,弱面的存在加剧了巷道的变形,因此,围岩变形破坏机理包括以下 3 个方面。

(1) 强烈动压与超前支承压力耦合作用下,巷道受力大 22110 运输巷掘进期间,相邻 22112 工作面正在回采,受相邻回采工作面未稳定采空区强烈动压影响。在本工作面回采初期,工作面切眼强制放顶,减少了初次来压程度,巷道变形量小,回采 100m 之后,由于回采巷道爆破孔变形,未继续进行强制放顶,坚硬顶板形成大垮度的悬臂梁^[4]结构,造成回采期间超前支承压力急剧增大,加上相邻采空区的动压影响,两种应力耦合作用是巷道易发生强烈变形的根本原因。

(2) 坚硬顶板条件下,忽视初期支护刚度,且后期补强不足 高预应力及其扩散是锚杆支护系统的核心,初始预应力应为锚杆屈服载荷的 50%~75%^[5],采用直径 22mm、钢号为 335 号锚杆屈服载荷为 127kN,设计锚杆预紧扭矩为不低于 300N·m,22110 运输巷后 500m 段施工质量较差,锚杆和锚索预应力施加不到位,支护初期顶板浅部离层大,巷道围岩应力场和位移场发生显著变化。采用数值模拟 FLAC 软件,建立数值模型,对顶板围岩无离层和离层 50mm 下围岩垂直应力分布情况进行分析,如图 4 所示,由于裂缝无法进行应力的

传递,破坏了围岩应力场完整性,严重降低了锚杆支护系统效果。

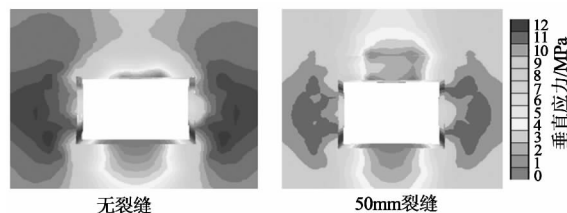


图 4 顶板岩层有无裂缝下围岩垂直应力分布状况

煤巷中锚杆支护的一般原则是“三高一低”,即高强度、高刚度、高可靠性与低支护密度原则^[6],通过提高锚杆的支护刚度和强度放大锚杆间排距。回采期间锚杆断裂头出现破断径缩,锚杆直径由原来 22mm 缩为 16mm,锚索破断钢绞线单根先破断,之后出现多根齐断,由锚杆锚索破断情况可知,由于前期锚杆支护刚度低,而锚杆间排距为 1000mm×1200mm,造成初期的支护强度低,而在顶板发生变形后巷道补强不及时,补强强度和范围不够,后期补强需要更换材料,提高锚杆锚索本身承受载荷能力。综合以上分析可知,初期支护强度和刚度不足是巷道发生变形的的主要原因。

(3) 围岩完整性差,直接顶易风化,存在弱面 22110 运输巷沿煤层底板掘进,留有顶煤,易风化,受相邻采空区强烈动压影响,顶煤容易破碎;另外,巷道顶板之上 800mm 处存在一层弱面,破坏了巷道顶板围岩完整性,巷道掘完初期,由于预应力施加不到位,初期支护强度低,顶板浅部离层量大,加上顶煤破碎,形成明显坠包,随着坠包范围的增加,锚杆支护系统作用难以发挥,造成锚杆锚索成为纯粹的被动承载结构,后期补打不及时,锚杆锚索易破断,破碎围岩容易发生漏顶,巷道发生严重变形。

3 处理对策

根据 22110 运输巷围岩变形破坏特征,结合变形破坏机理,为保证剩余段回采的顺利进行,提出巷道控制对策。

(1) 控制回采期间总变形量 22110 工作面埋深 260m,巷道顶板坚硬,掘进期间巷道变形量小,但巷道变形持续时间长,回采期间变形非常大,对于该类巷道,在掘进期间支护完毕条件下,后期补强非常重要,对于已经施工完毕巷道,尽早补打锚杆锚索,并对已施工锚索重新张拉,提高张拉锚索预紧力水平,通过二次支护提高整体支护强度,控制回采期间总体变形。

(2) 强化煤柱侧帮支护 对于坚硬顶板强烈回采巷道变形控制的另一个关键是加强帮部支护,一方面可提高帮部对顶板的承载力,另一方面会减小帮部极限平衡区宽度和顶板广义跨度^[4],从而达到降低两帮围岩总体变形量,由图 2 可知,掘进期间,22110 采空侧帮变形占巷道两帮移近量的 70%,因此,需要加强采空侧帮加固处理。

(3) 及时对顶板进行卸压处理 潞宁煤业井下回采巷道顶板多数为中粒砂岩、长石石英砂岩,硬度较大,属坚硬顶板,该类条件下工作面回采过程中,易形成采空区后方大面积悬顶,造成巷道周期来压时间长,来压猛,增加巷道发生冲击倾向危险性,因此,需要提前对工作面坚硬顶板进行处理,缩短周期来压步距,降低周期来压程度。

4 回采剩余段围岩变形控制方案

依据目前巷道变形现状,结合巷道变形破坏原因,为了保证巷道安全使用,保证工作面顺利回采完毕,提出以下控制方案。

(1) 及时补强 增加支护强度,更换支护材料。补强锚杆由 335 号锚杆改为超高强热处理 CRM600 锚杆,其屈服强度为 600MPa,破断载荷 280kN,将锚索材料为 $\phi 18.9\text{mm}$, 1×7 股高强度低松弛预应力钢绞线,更换为 $\phi 22\text{mm}$, 1×19 股高强度低松弛预应力钢绞线锚索,锚索预紧力达到 300kN。超前支护段往外补打锚索,保证每 2 排 3 根锚索,另外,在顶板破碎、已形成坠包处和锚杆、锚索断裂处,保证附近每 2 排 3~4 根锚索,巷道 1250m 往里需要重点处理、先处理。对某些浅部坠包可根据现场提前处理。为控制巷道两帮移近量继续增加,现场允许情况下,在运输巷外侧帮补打锚索,锚索长度 4300mm,锚索规格同顶板锚索。补打后巷道顶板和采空侧帮支护断面如图 5 和图 6 所示。

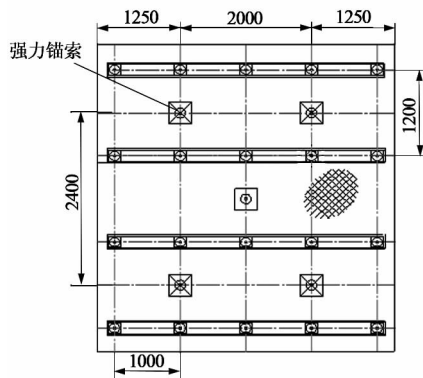


图 5 补强后巷道顶板支护

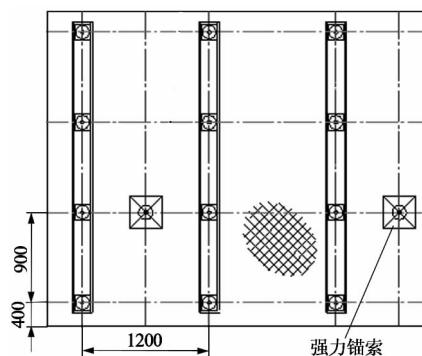


图 6 补强后采空侧帮巷道支护

(2) 减小周期来压影响 巷道回采过程中进行强制放顶,缩短周期来压时间和步距,减小回采期间周期来压造成的影响。根据目前选用的支架型号,设计强制放顶方案,22110 回风巷和运输巷采用深孔爆破,炮孔沿巷道走向间隔布置,每 2 组炮孔间距为 18m,每组有 3 个炮孔,从顶板往下依次为 A, B, C 孔,深孔爆破打眼方向分别垂直于煤墙,孔口间距 0.5m。炮孔参数见表 1。

表 1 深孔爆破炮孔参数

编号	长度 /m	仰角 / (°)	装药长 度/m	装药 量/kg	封泥长 度/m	雷管 /个	导爆 索/m	PVC 管/m
A	28	45	20	40	8	2	56	20
B	38	36	27	54	11	2	76	27
C	46	32	27	54	19	2	92	27

(3) 增加超前支护强度 由于超前支承压影响范围较广,必须加大巷道超前支护距离,由目前的 40m 加大到 70m,变 2 柱为 3 柱,保证超前支护段范围的安全。

(4) 尽量加快回采速度,防止回采停滞 22110 工作面为受强烈动压影响回采工作面,必须重视,增加检查力度,动员、督促该面所有检查和工作人员,及时发现断裂、失效的锚杆和锚索,一经发现,及时补打,防止顶板漏冒。

5 效果分析

采用上述处理方案后,在距离切眼 200m 处设置表面位移测站,对巷道两帮和顶底板变形量进行观测,观测结果如图 7 所示。

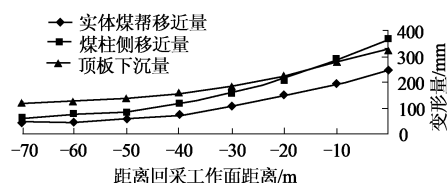


图 7 采用处理方案后回采工作面超前支护段围岩变形情况

(下转 86 页)

基本顶初次来压步距为 31m, 见图 6, 与理论计算值 30m 比较接近, 且初采期间没有发生任何飓风和压架事故。

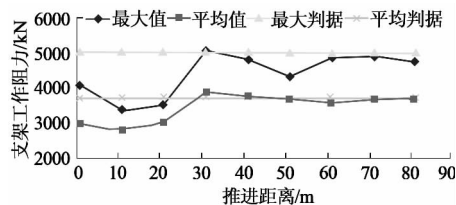


图 6 63 号支架来压步距

5 结论

(1) 结合浅埋深煤层顶板特点, 分析了浅埋深煤层基本顶初次来压步距大及大面积一次垮落的原因, 并通过建立浅埋深煤层顶板力学模型, 理论推导得出了浅埋深煤层顶板强制初放判据表, 具有普遍推广意义。

(2) 理论计算结果表明, 深孔爆破处理顶板的高度与基本顶初次来压步距呈线性反向关系; 深孔爆破并不一定要把基本顶整个切穿, 合理的爆破拉槽不仅能有效降低基本顶初次来压步距, 而且施工快捷安全, 不影响工作面的正常回采。

参考文献

- [1] 张 杰. 浅埋煤层顶板深孔预爆强制初放研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29 (3): 339-343.
- [2] 魏光荣. 综采工作面深孔爆破强制放顶的应用 [J]. 煤炭工程, 2005 (7): 35-38.
- [3] 陈万平. 综采工作面坚硬顶板深孔爆破强制放顶的应用 [J]. 内蒙古煤炭经济, 2012 (4): 28-30.
- [4] 宋占有. 酸刺沟矿首采面深孔预裂爆破强制放顶技术 [J]. 煤矿开采, 2010, 15 (4): 103-105.
- [5] 史红宇. 综采面厚层坚硬顶板强制放顶技术研究 [J]. 山西煤炭, 2010, 30 (8): 52-54.
- [6] 李春睿, 康立军, 齐庆新, 等. 深孔爆破数值模拟及其在煤矿顶板弱化中的应用 [J]. 煤炭学报, 2009, 34 (12): 1632-1636.
- [7] 黄晋兵. 王台矿井综采工作面处理坚硬顶板技术 [J]. 煤炭科学技术, 2008, 36 (9): 4-7.
- [8] 张 杰, 侯忠杰. 浅埋煤层非坚硬顶板强制放顶实验研究 [J]. 煤田地质与勘探, 2005, 33 (2): 15-17.
- [9] 徐 刚, 刘全明. 深孔爆破弱化坚硬顶板不耦合系数研究 [J]. 煤矿开采, 2009, 14 (1): 20-22.
- [10] 王 开. 普采工作面坚硬顶板控制及其研究 [D]. 太原: 太原理工大学, 2006.
- [11] 李巍栋, 王志强, 高 扬, 等. 厚煤层整层开采采场上覆关键层断裂条件判定 [J]. 煤炭科学技术, 2009, 37 (8): 24-27.

- [12] 王 开, 康天合, 李海涛, 等. 坚硬顶板控制放顶方式及合理悬顶长度的研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28 (11): 2320-2327.
- [13] 钱鸣高, 刘听成. 矿山压力及其控制 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1991.

责任编辑: 王兴阊

(上接 66 页)

从图 7 可以看出, 煤柱侧帮移近量要比实体煤侧帮大, 两帮总移近量为 610mm, 降低了 44.5%, 顶板下沉量为 350mm, 降低了 56%, 底板基本无底鼓, 顶板坠包面积及数量明显减少, 无漏顶现象, 锚杆锚索基本未破断, 巷道剩余断面满足生产要求, 工作面支架和转载机顺利推进, 工作面顺利回采。

6 结论

(1) 坚硬顶板下强烈动压巷道变形破坏根本原因是采空区强烈动压和本工作面回采超前支承压强大, 初期支护强度和刚度的不足是主要原因, 巷道围岩完成性差、顶煤破碎和弱面加剧围岩变形。

(2) 依据围岩变形破坏特征及机理分析, 基于控制围岩总体变形、强化帮部支护和顶板卸压处理 3 个原则, 设计了回采巷道变形具体控制方案。

(3) 应用表明, 采用设计的处理方案后, 巷道两帮变形量降低了 44.5%, 顶板下沉量降低 56%, 底板无底鼓, 锚杆锚索基本无破断, 围岩变形控制效果好, 巷道断面满足生产需求。

参考文献

- [1] 刘小峰. 小煤柱动压掘进巷道控制技术研究 [J]. 煤矿开采, 2011, 16 (1): 64-66.
- [2] 林 健, 吴拥政, 申志平, 等. 宁武煤矿小煤柱护巷技术及其应用 [J]. 煤炭科学技术, 2005, 33 (12): 5-7.
- [3] 李潞斌, 何 杰. 孤岛工作面护巷煤柱宽度及支护技术研究 [J]. 煤矿开采, 2013, 18 (3): 66-68.
- [4] 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.
- [5] 康红普, 王金华, 林 健. 高预应力强力支护系统及其在深部巷道中的应用 [J]. 煤炭学报, 2007, 32 (12): 1233-1238.
- [6] 康红普, 王金华. 煤巷锚杆支护理论与成套技术 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2007.
- [7] 单仁亮, 孔祥松, 蔚振廷, 等. 煤巷强帮支护理论与应用 [J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32 (7): 1304-1314.

责任编辑: 林 健