

深井复合顶巷道卸压 让压综合支护技术

卿水利

(平顶山煤业集团公司 十二矿, 河南 平顶山 407013)

[摘要] 通过对试验巷道顶底板岩性及围岩应力分析, 研究采用“超高强让压锚杆+锚网+M型钢带梁+锚索+卸压孔”联合支护技术, 形成的联合支护结构能够解决松软超高地应力巷道的强度低, 扩容变形量大, 扩容应力大, 稳定性差等支护难题。从而解决严重影响深部复杂动力灾害条件下巷道围岩稳定的安全和经济效益问题, 具有极其重要的理论和实际应用价值。

[关键词] 锚网索支护; 松动爆破; 卸压

[中图分类号] TD322.5

[文献标识码] B

[文章编号] 1006-6225 (2009) 01-0057-03

Combined Supporting Technology with Pressure Releasing and Yielding in Deep Roadway under Combined Roof

十二矿是平煤集团公司高突矿井, 设计生产能力 0.3Mt, 1989年扩建竣工后设计能力为 0.9Mt, 2006年核定生产能力为 1.3Mt。

矿井目前有己六和己七两个生产采区, 单一开采己组煤层, 随着产量的提高, 生产采区已下延至三水平, 三水平井下标高 -600~-800m, 地面标高 +270~+350m。三水平位于己七采区下部, 北至李口向斜轴部附近, 仍开采己组单一煤层, 己组煤层直接顶为复合顶板, 极易垮落。深井支护和瓦斯治理是十二矿发展急需解决的关键技术, 已成为制约安全高效矿井可持续发展的难点, 尤其进入三水平施工后, 巷道埋深大, 许多巷道施工后变形严重, 不得不多次停产返修、进行二次支护, 不但浪费大量人力物力, 而且影响了接替工期。为此, 2007年4月十二矿开始在三水平己₁₅-31010工作面应用“超高强让压锚杆+锚网+M型钢带梁+锚索+卸压孔”综合支护技术进行大采深高应力复合破碎顶板条件下的实验。

1 试验巷道原支护形式

己₁₅-31010机、风巷为全断面煤巷掘进, 巷道断面尺寸规格为宽×高=4.2m×3.0m(中线高度), 原支护形式为普通锚网梁支护, 顶锚杆为 $\phi 20$ mm, 长度 2200mm 的高强锚杆, 间排距 700mm×700mm; 帮锚杆为 $\phi 20$ mm, 长度 2000mm 的等强锚杆, 上帮间距 750mm, 下帮间距 700mm, 排距 700mm; 加固梁为 $\phi 16$ mm 的钢筋焊接的梯子梁, 金属网为 8[#] 丝编制的钢丝网, 网孔规格

40mm×40mm, 锚索为 $\phi 15.24$ mm 的钢绞线, 长 7.5m, 沿巷道中线三花眼布置。

2 技术原理

2.1 让压技术原理

复合顶板为较软岩石, 强度低, 空隙度大, 岩体易风化, 吸水膨胀引起膨胀围岩压力, 而围岩变形进入到最大塑性承载能力时进行支护为最佳时机。过早支护导致锚杆承受围岩膨胀变形压力过大而拉坏; 支护时机太晚, 围岩变形加大而出现松动破坏, 导致无法进行支护。复合顶板条件下, 常规锚杆支护初期压力显现即是没抓住最佳支护时间, 超高强让压锚杆施工后让压管有一个让压过程, 释放围岩初期变形压力, 随即进行及时可靠支护, 防止围岩继续破坏, 维护巷道稳定。

2.2 卸压技术原理

巷道的围岩变形量取决于巷道埋藏深度和围岩性质, 处于强烈原岩应力作用下的岩体, 储存有巨大的弹性能, 采掘活动改变了原先的应力状态, 一旦解除原岩体中作用的应力, 岩体在恢复变形的过程中, 将释放出变形能对外做功, 顶板下沉, 底板鼓起就是其现象之一。卸压技术就是采取松动爆破、水力割缝、打卸压孔等措施使围岩受到多种形式的压力卸载。巷道开掘后, 巷道上方暴露岩层的重量将转移到两帮煤(岩)体上, 巷道两侧形成应力集中区(升高区), 迎头应力集中区亦随工作面推移而前移, 应力升高区以外仍保持原始应力状态。一般情况下, 煤巷掘进工作面两侧应力集中

[收稿日期] 2008-06-20

[作者简介] 卿水利 (1973-), 男, 四川简阳人, 工程师, 现在平顶山煤业集团十二矿从事技术管理工作。

区, 峰值深入煤体 $8\sim 20\text{m}$, 卸压带宽度则在煤体 (巷道轮廓线) 外 $2\sim 6\text{m}$, 20m 向外应力稳定为原始应力 (具体数值受地质构造、煤层倾角、煤层厚度影响), 在巷道前方松动爆破卸压, 一方面降低冲击矿压危险性, 另一方面工作面应力升高区向前方深部转移。在巷道两帮打卸压钻孔, 使两侧应力集中区向煤体深部转移, 应力降低区加宽, 巷道围岩应力重新分布, 在巷道上方形成自然平衡拱, 从而减少巷道收敛变形, 使巷道变形趋于稳定, 保持平衡状态, 达到卸压效果。即将作用于巷道周围的集中载荷转移到离巷道较远的支承区, 降低巷道围岩应力, 从而减少对支护的破坏。

3 应用情况

3.1 试验巷道基本条件

超高强让压锚杆 + 锚网 + M 型钢带梁 + 锚索与卸压支护技术, 选择在己₁₅-31010 综采面两巷进行应用试验, 该采面设计走向长度 1120m , 倾向宽 220m , 储量 0.9Mt 设计月产 0.1Mt 机、风巷断面要求 12m^2 以上, 断面净宽高为 $4.2\text{m} \times 3.0\text{m}$ 。煤层平均厚度 3.5m , 地面标高 $+330\text{m}$, 井下标高 -750m 左右, 垂深 1100m , 煤层倾角平均为 12° , 顶板破碎带有淋水现象, 直接顶为砂质泥岩, 平均厚度 4.7m , 中间有 $0.1\sim 0.2\text{m}$ 煤线夹层, 直接顶板层理、节理比较发育、界面光滑, 基本顶为砂质泥岩及细砂岩, 平均厚度 9.9m , 直接底为砂质泥岩, 平均厚度 1.8m , 老底为已₁₆₋₁₇ 煤层, 平均厚度 1.8m 。煤层瓦斯压力为 2.8MPa 瓦斯含量 $16\text{m}^3/\text{t}$ 为典型的复合顶板, 支护难度大。

3.2 巷道卸压、让压综合支护技术设计

3.2.1 支护形式

根据平煤十二矿己₁₅-31010 机、风巷的水文地质以及瓦斯情况, 巷道设计断面尺寸规格不变, 巷道支护形式为“超高强让压锚杆 + 锚网 + M 型钢带梁 + 锚索 + 卸压孔”联合支护形式。其中, 锚索为双排布置, 间排距为 $1.4\text{m} \times 2.0\text{m}$, 锚索规格为 $\phi 17.8 \times 7500\text{mm}$, 顶帮布置 M 型钢带梁, 金属网为 $\phi 6\text{mm}$ 的钢筋点焊网, 网孔规格为 $40\text{mm} \times 40\text{mm}$ 。巷道支护断面见图 1。

3.2.2 卸压孔设计

卸压包括松动爆破、工作面排放钻孔、水力割缝及巷帮卸压方式。在己₁₅-31010 机、风巷上下帮实施布孔卸压, 卸压孔布置于巷道两侧距底板 1.0m 处, 卸压孔位于煤层中部并沿煤层倾角方向布置, 直径为 89mm , 孔深 12m , 间距 0.7m 。工作

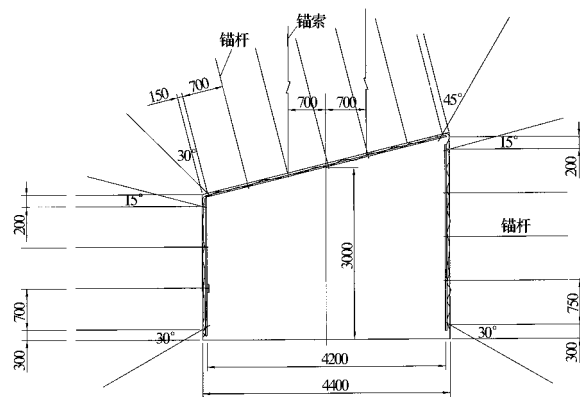


图 1 巷道支护断面

面排放钻孔 32 个, 分为 4 排布置, 间排距 0.5m , 孔径为 89mm , 孔深 $10.5\sim 11\text{m}$, 而后分别对其中的 16 个间隔孔进行水力割缝进行卸压。利用机、风巷瓦斯巷施工穿层孔, 进行松动爆破, 对煤体进行超前松动卸压, 从而使煤体的能量提前释放。

3.2.3 锚杆及钢带选型设计

根据现场压力较大和便于施工等因素, 顶板锚杆选用 $\phi 22\text{mm} \times 2200\text{mm}$ 超高强让压锚杆。巷帮锚杆选用 $\phi 20\text{mm} \times 2000\text{mm}$ 等强锚杆。

根据平煤十二矿实际情况, 并结合机具配套和施工便利等因素, 钢带选用 M 型钢带。

3.2.4 钢网

为提高金属网的支护作用, 选用接点焊接的钢丝网组成, 规格为 $\phi 6\text{mm}$, 网孔 $40\text{mm} \times 40\text{mm}$, 长 $\times$ 宽 = $4200\text{mm} \times 850\text{mm}$ (顶板), $2600\text{mm} \times 850\text{mm}$ (下帮), $3600\text{mm} \times 850\text{mm}$ (上帮)。

3.3 试验段巷道施工工艺及措施

3.3.1 爆破工艺

采用预留保护层爆破, 循环进尺为 0.7m , 视煤层软硬程度预留保护层 $300\sim 600\text{mm}$, 然后用手镐刷至设计断面。

3.3.2 锚网支护

巷道围岩爆破后采用前探梁临时支护顶板, 防止顶板冒落; 永久支护采用超高强让压锚杆 + M 型钢带 + 钢丝网 + 锚索与卸压孔综合支护形式, 锚杆支护控顶距不大于 0.7m , 锚索支护滞后工作面距离 $\leq 3\text{m}$, 对于拉断、损坏、失效的锚索和锚杆要及时补上, 锚杆安装时的初锚力 $\geq 150\text{kN}$ 。

3.3.3 巷道卸压

与巷道掘进方向夹角 37° , 沿煤层在巷道上下帮距底板 1.0m 的位置布置卸压孔, 排距 0.7m , 孔径 89mm , 孔深 12m 。卸压孔滞后工作面距离 $\leq 1.4\text{m}$ 。施工机具: 打顶板锚索、锚杆孔用 MYT-100

(86) 型液压锚杆钻机，中空六方钻杆， $\phi 28\text{ mm}$ 人字型钻头；打帮锚杆用 ZFS12 型煤风动钻机；打卸压孔用 QFZ-22 轻型防突钻机。

3.3.4 施工顺序

爆破落煤→临时支护→铺顶网→打顶板锚杆孔→安装顶板钢带和锚杆→出渣→挂巷帮网→安装巷帮钢带和锚杆→联网。

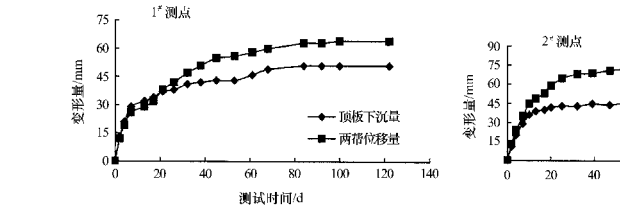


图 2 测试断面位移曲线

测试结果表明，联合支护技术后，大大提高了围岩的整体性和围岩强度，由被动支护转化为主动支护，从而有效控制了巷道顶板下沉、两帮内挤和底鼓，顶板平均下沉量 51.0mm，两帮平均内挤 69.4mm，且巷道的后期变形均较小，已趋于稳定。

4 结束语

实施“超高强让压锚杆 + 锚网 + M 型钢带梁 + 锚索 + 卸压孔”联合支护技术后，形成的联合

3.3.5 矿压观测与分析

为了较全面地揭示复合顶板巷道在“超高强让压锚杆 + M 型钢带 + 钢笆网 + 锚索与卸压孔”联合支护形式中煤岩的运动规律和变形情况，设置了 3 个变形测试断面，主要测试巷道两帮内挤和顶板下沉量。

测试结果如图 2 所示。

支护结构能够满足深埋高应力碎裂围岩返修巷道的支护和稳定要求。可以充分发挥锚杆、锚索、联合支护的优点，充分利用了超高强让压锚杆、锚索的长度、韧性、刚度等属性互相补充、互相强化，刚柔并济，形成了高强度、高弹性的稳定承载体，能够解决松软超高地应力巷道的强度低，扩容变形量大，扩容应力大，稳定性差等支护难题，对国内外的巷道支护都有一定的指导意义。

[责任编辑：王兴库]

(上接 86 页)

力基本保持稳定。支架工作阻力发生突变后，普遍大于额定工作阻力 (10000kN)。

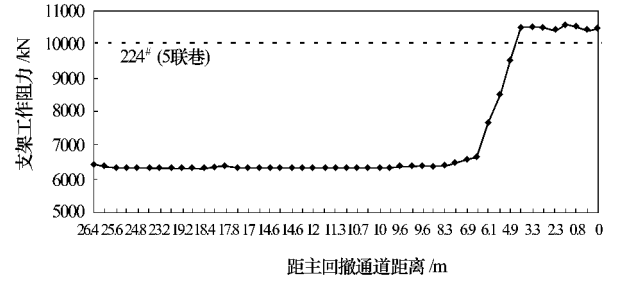


图 5 测站Ⅲ支架工作阻力分布

15104 工作面末采期间，3 个测站观测分析结果表明，工作面距主回撤通道约 9~8m 时，通道顶板及两帮出现变形；工作面停采前 3.6m 时，围岩变形和支架工作阻力发生突变，矿压显现剧烈。

4 结论与建议

(1) 工作面推进至距主回撤通道约 3.6m 之前，通道顶板下沉量平稳增加；此后，顶板下沉产生突变式的增大，通道煤壁片帮严重，单体支柱折

损较多，矿压显现异常剧烈。

(2) 工作面距主回撤通道 9~8m 前，通道内垛式支架工作阻力较平稳，工作面推进至距主通道约 3.6m 时，支架阻力达到最大值，且超过支架额定工作阻力。

(3) 工作面推进至距主通道约 9m 时，超前支承压力对通道围岩影响逐渐增大，因此，在此之前，必须完成对通道围岩的加强支护。

(4) 垛式支架是支护顶板的有效形式，且其额定工作阻力应在 10000kN 以上，避免发生通道顶板的冒顶事故。

(5) 对主回撤通道两帮的支护应进一步加强，以防煤壁严重片帮。

[参考文献]

[1] 陈炎光，陆士良·中国煤炭巷道围岩控制 [M]·徐州：中国矿业大学出版社，1994。
[2] 赵俊辉，等·回撤通道贯通回采期顶板岩层控制研究 [J]·技术经验及应用，2003 (5)。
[3] 米新民·康家滩矿 88101 综采面通道贯通回采期间的顶板岩层控制分析 [J]·山西煤炭，2005 (2)。

[责任编辑：毛德兵]