

太阳煤矿沿空留巷复用巷道变形控制技术研究

赵 震

(山西兰花科技创业股份有限公司太阳煤矿分公司)

摘 要:太阳煤矿 3406 轨道顺槽为 3405 工作面的沿空留巷复用巷,受采动影响变形大。本文以此为研究对象深入探讨复用巷的变形机理及加固方案。首先对 3406 轨道顺槽的变形机理进行分析,为后续的优化设计提供了理论依据。其次,通过数值模拟方法分别确定了太阳煤矿 3406 轨道顺槽最优切顶高度为 10m,以及留巷补强支护方案,现场观测证明了该方案在实际应用中的有效性和可靠性。本文的研究成果对于指导太阳煤矿复用巷的设计、施工和维护具有一定指导,有助于提高煤矿的安全生产水平和经济效益。

关键词:巷道变形;沿空留巷;矿压;切顶;补强支护;锚索

0 引言

沿空留巷是煤矿开采中的一项关键技术。回采时利用巷内支护、充填材料等特定支护手段保留采空区一侧巷道,不仅提高煤炭回收率,减少巷道掘进量,更能有效缓解采掘接续紧张。沿空留巷技术虽然在国内得到了快速推广,但其变形问题不容忽视,杜超^[1]研究了友众煤矿沿空留巷复用巷破坏变形原因,提出复用巷支护补强措施;朱永健等^[2]深入研究倾斜厚层坚硬顶板下综放工作面沿空留巷难题,剖析了倾斜厚煤层坚硬顶板采场顶板岩层变化规律及沿空留巷巷道顶板垂直压力分布状况;涂敏^[3]聚焦

沿空留巷上覆岩层应力分布展开研究,明确顶板应力集中于煤体上方与巷旁支护体上方区域;韩昌良^[4]着力探究沿空留巷宽高与围岩变形的关联,指出围岩稳定性及抗变形能力和巷道断面形状紧密相连,并确定二者关系;文志杰^[5]借助构建沿空留巷模型,挖掘大、小结构的力学根源,进而提出沿空留巷“大、小结构理论”。

太阳煤矿 3406 轨道顺槽为 3405 工作面沿空留巷复用巷道,巷道为矩形断面,留巷后巷道的设计宽度为 4.3m,高度为 3.1m,断面面积为 13.33m²。煤帮及顶板采用锚网梁联合支护。随着 3406 工作面的回采,轨道顺槽超前工作面 40m 范围内的巷道不同

程度均发生变形严重影响正常安全生产。本文以大阳煤矿 3406 轨道顺槽为研究对象,结合该矿实际条件和现场情况,系统的研究了沿空留巷复用巷变形机理及加固方案,设计了适用类似地质条件的巷道变形控制技术,实现巷道稳定。

1 3406 轨道顺槽变形分析

基于 3406 综放工作面地质与开采条件,根据无煤柱开采矿压理论,分析造成 3406 工作面轨道顺槽大变形的直接原因在于以下几个方面:

(1)复用沿空留巷需要承受来自上区段采空区侧向支撑压力的长期影响及下区段超前支撑压力的叠加影响,围岩变形量大,矿压显现剧烈。

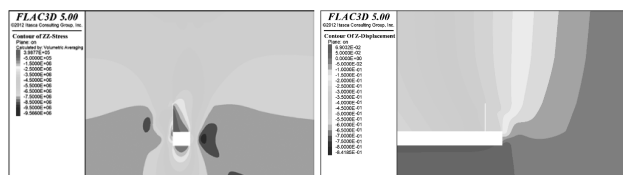
(2)切顶卸压护巷不到位,切顶高度不足,导致留巷上方产生厚硬悬顶,悬顶回转过程中强烈挤压顶煤和煤帮,加剧围岩和支护失效。

(3)局部地段锚网支护失效率较高,锚索存在整体下沉现象,需要重视锚固质量,补打帮锚索支护等入手,进一步提高基本支护强度,确保围岩完整性和留巷长期稳定。

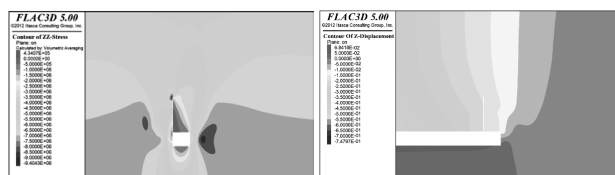
2 3406 轨道顺槽巷道变形控制关键技术

2.1 不同切顶高度对留巷围岩应力及变形影响分析

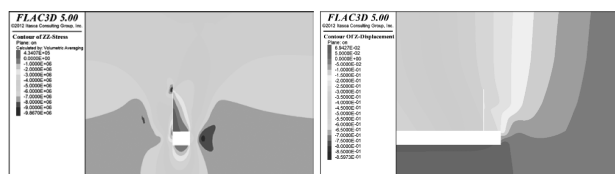
依据大阳煤矿 3406 轨道顺槽地质条件建立 FLAC3D 数值分析模型,用于分析切顶高度对留巷围岩应力及变形影响,本数值模拟选取的切顶高度分别为 7m、10m、13m。



(a)切顶高度为 7m



(b)切顶高度为 10m



(c)切顶高度为 13m

图 1 不同切顶高度下留巷围岩垂直应力及位移演化云图

由图 1 不同切顶高度下留巷围岩垂直应力及位移演化云图分析可知。当切顶高度为 7m 时,煤帮内部垂直应力分布呈现均匀态势,应力集中区域狭窄,远离巷道边缘约 6.2m。此时,煤帮水平方向上的垂直应力最大值降至 9.68MPa,应力集中系数也下降至 3.12。同时,巷道顶板和采空区侧顶板出现明显的卸压现象,卸压区域垂直应力平均值仅为 1.71MPa。7m 切缝有效控制了巷道顶板变形,垂直位移最大值被限制在 435mm 以内。随着切顶高度增加至 10m,煤帮内部垂直应力分布进一步均匀化,应力集中区域缩小至 7.9m 外。垂直应力峰值降低至 8.81MPa,应力集中系数也下降至 2.84。卸压区域扩大,垂直应力平均值降低至 1.62MPa。此外,10m 切缝对巷道顶板变形的控制效果更为显著,垂直位移最大值降低至 332mm。当切顶高度达到 13m 时,虽然煤帮内部垂直应力分布趋于稳定,但应力集中现象有所回升,垂直应力峰值增加至 9.39MPa,应力集中系数上升至 3.03。卸压区域垂直应力平均值略有增加至 1.66MPa。尽管 13m 切缝仍对巷道顶板变形有一定控制作用,但垂直位移最大值却上升至 364mm。

对比可得,切顶高度由7m增加到10m,煤帮应力分布优化,相关应力值降低,顶板变形量减小;但由10m增加13m时,煤帮应力分布趋稳,部分应力值上升,顶板变形量有增大趋势。对于大阳煤矿3406轨道顺槽而言,切顶高度为10m时控顶效果最优。

2.2 留巷巷内支护补强方案设计

大阳煤矿3406轨道顺槽留巷最初支护方案采用采用锚杆与锚索支护,锚杆间排距800mm×1000mm,锚索间排距1600mm×2000mm,顶板锚索距离且切顶线1000mm。大阳煤矿3406轨道顺槽留巷补强支护方案为在原先支护体系基础上增加一排顶部锚索,增加的顶部锚索距离切顶线500mm,与原支护体系锚索间隔分布。建立FLAC3D数值分析模型,分析补强支护前后效果。

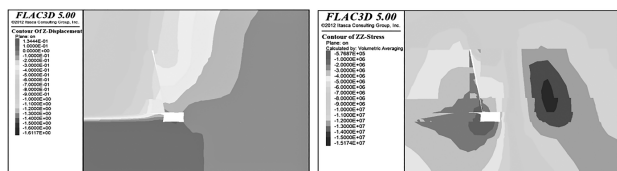


图2 原始支护方案下留巷围岩位移及应力云图



图3 支护补强后留巷围岩位移及应力云图

由图2图3可知,支护补强后直接顶板向采空区方向倾斜明显减缓;补强支护前后顶板下沉量都会随着量测点距采面距离增加而增加,采空区侧顶板下沉量最大;采面后方0~18.5m内留巷顶板变形速度快,18.5~63.5m内留巷顶板累计下沉量持续增大,但增长速度放缓,63.5m后留巷顶板下沉量维持稳定。在原始支护方案中,留巷顶板沉量最大为415mm,留巷沿两帮最大位移控制在224mm;支护补强后留巷顶板下沉量最大值控制在297mm,与原始支护方案相比降低了28%,留巷两帮最大位移量在控制在

163mm,与原始支护方案相比,降低了27%;

支护补强前后左帮实体煤处应力趋势类似,随着煤壁距离巷道的距离增大左帮实体煤处支撑应力呈现先增大后减小最终趋于原岩应力;补强支护前煤壁侧向峰值应力为14.88MPa、补强支护后煤壁侧向峰值应力12.43MPa,支护补强后下降16%;;补强支护前峰值点位置帮部6.1m、补强支护后峰值点位置帮部7.9m。

补强支护后留巷顶板位移、两帮位移、以及应力峰值较补强支护前都有不同幅度下降,这说明补强支护方案改善了巷道围岩变形情况。

3 工程应用效果分析

没有优化切顶高度及留巷巷内补强支护前,随着3406工作面的回采,轨道顺槽超前工作面40m范围内的巷道严重,矿压显现整体表现为底鼓量明显大于顶板下沉量,其中超前工作面20m范围内矿压显现尤为明显,单体液压支柱受底鼓和侧向压力,造成倾斜5~8°,π型钢梁压弯变形,主要表现为墙体一侧压力大,钢梁弯曲下沉量大,局部地段帮鼓量达到0.7m,底鼓量达到1m,顶板剪切下沉0.4m,同时局部地段的柔模墙体发生明显倾斜变形,最大倾角10°左右,墙体倾斜段巷道底鼓明显,底鼓高隆处距离柔模墙1.2m左右。

优化切顶高度及进行留巷巷内补强支护后,3406工作面后续回采,轨道顺槽超前段范围内的巷道变形明显减轻。实测帮鼓量为0.25m,顶板下沉量为0.19m,底鼓量0.23m。证明优化方案的可行性。

4 结论

太阳煤矿3406轨道顺槽为3405工作面沿空留巷复用巷,本文以此为基础研究了复(下转第6页)

利,全体股东约定不按出资比例分取红利的除外”。

《企业会计准则第13号—或有事项》第四条规定:与或有事项相关的业务同时满足下列条件的,应当确认为预计负债:(一)该业务是企业承担的现时业务;(二)履行该业务很可能导致经济利益流出企业;(三)该业务的金额能够可靠的计量。

在实务中,对联营企业的投资,某一股东未及时出资,延迟时间较长。联营企业在此期间产生的盈亏应如何核算?

分两种情况:

一是,按实缴出资比例核算投资收益。公司法规定:股东按实缴出资比例分红是基本原则;按认缴比例或其他方式分红是例外,该例外的情形应当有公司章程或投资协议的特别约定支持。公司法对于亏损的承担,是按实缴比例还是按认缴比

例核算没有明确规定。可以理解为:在会计核算中投资收益按权益法核算时,按实缴出资比例核算有关盈亏,实际分红时,也按照实缴出资比例分配股利。

二是,如果投资协议或公司章程有约定,出资方即使未及时出资,也应承担联营公司的亏损,则应当在亏损出现的年度确认该业务,而不应等到以后年度实缴出资以后再一次性确认。在核算亏损出现年度,出资方在确认投资损失的同时,确认为一项预计负债,而不是贷记长期股权投资。这是因为,会计准则规定,长期股权投资按权益法核算被投资单位的超额亏损时,是以长期股权投资的账面价值减记至零为限。针对已经出资的长期股权投资,按公司法规定,股东对公司的超额亏损以出资为限来承担责任。

(上接第9页)

用巷变形机理及加固方案,得到如下结论。

(1)分析了3406轨道顺槽变形,为后续优化提供了理论支持。

(2)通过数值模拟确定了大阳煤矿3406轨道顺槽切顶高度为10m时控顶效果最优。

(3)通过数值模拟证明了大阳煤矿3406轨道顺槽留巷补强支护方案的可行性。

参考文献:

[1] 杜超. 沿空留巷复用巷道快速修复技术研究[J]. 煤

炭与化工,2024,47(01):29-34.

[2] 朱永建,任恒,王平,李鹏,王希之,魏明星. 倾斜厚层坚硬顶板条件下沿空留巷稳定性控制[J]. 中南大学学报(自然科学版),2023,54(03):956-966.

[3] 涂敏. 沿空留巷顶板运动与巷旁支护阻力研究[J]. 辽宁工程技术大学学报(自然科学版),1999(04):347-351.

[4] 韩昌良,张农,钱德雨,等. 大采高沿空留巷顶板安全控制及跨高比优化分析[J]. 采矿与安全工程学报,2013,30(03):348-354.

[5] 文志杰,蒋宇静,宋振骥,等. 沿空留巷围岩结构灾变系统及控制力学模型研究[J]. 湖南科技大学学报(自然科学版),2011,26(03):12-16.