

急倾斜煤层沿煤大巷锚杆支护探讨

黄建光

(湖南株洲市煤炭工业局, 株洲, 412000)

〔摘 要〕 通过对桃水煤矿现行的支护状况、地质构造、应力分布的分析,从巷道支护的纵横两个方面比较,剖析了各种主要支护方式的适应情况。从而有针对性地提出了桃水煤矿急倾斜中厚煤层采区沿煤运输巷道的支护方式,并从支护效果、经济效益方面论证了采用管缝锚杆支护方式的优越性。

〔关键词〕 锚杆支护·急倾斜煤层·应力分布

0 引言

目前,锚杆类型很多,按其对岩体的锚固方式来说,不外乎“机械锚固型”(点负荷式)和“全面胶结型”两类。而管缝锚杆可认为是“全面胶结型”锚杆,它虽不是锚杆与钻孔壁间的胶结,但它是锚杆在钻孔的全长范围内与围岩产生摩擦力,使锚杆受涨拉而抑制围岩的变形和松动。实践证明,在各种地质条件下,尤其是在不良地质条件下,管缝锚杆的锚固性能比较优越。对这种技术能否应用于急倾斜中厚煤层采区运输大巷,就桃水煤矿的支护现状及应用的可能性作一分析和探讨。

1 采区运输大巷支护现状

地质条件:该矿煤层赋存属急倾斜中厚煤层,煤厚 1.6~2.4 m,平均 2.0 m,煤层倾角 50°~80°,平均 60°,主采煤层有 2[#]、4[#]煤层,2[#]、4[#]煤层底板属Ⅲ类围岩;煤层顶板属Ⅳ类围岩,两煤层间距 70.0~90.0 m,平均 80.0 m,煤层硬度一般。

采区巷道布置:采区垂高 50.0 m,倾斜长一般为 65.0 m,采区为双翼布置,每翼长 180.0 m,在煤层中设采区运输大巷,回风大巷采用沿空送巷沿倾斜方向划分 3 个区段,

每区段长 20.0 m。采煤方法为急倾斜水平分层自然垮落法。

支护方式:采区运输大巷现采用的是梯形木棚支护,断面规格为上宽 1.8 m,下宽 2.4 m,高 2.2 m,支架间距 0.6 m。

支护效果:大巷的掘进长度一般在 180.0 m 左右,整个采区的准备时间为 4 个月上下,加上 4 个半月左右的回采,巷道的服务期为 9 个月。从服务时间来看并不算长,但根据多年来的巷道支护情况看,在巷道 9 个月的服务期里,巷道发生多次变形,顶、底板来压以致断梁折柱,平均要进行 2 次以上的维修。每米维修费仅材料一项就需 120.0 元以上,加上掘进时的支护费 150.0 元,两项费用合计 270.0 元以上。采区巷道的维修也影响了正常生产,如该矿 NE4412 采区回采储量 16 kt,由于煤层顶、底板来压,维修 3 次还是不能保证运输大巷的畅通。所以只回采 4 kt,丢失可采储量 12 kt,价值近 200.0 余万元。由此可见,这种支护形式不仅费用高,而且影响正常生产,浪费资源,因此亟待改进。

2 采区煤层运输大巷应力分布的分析

桃水煤矿急倾斜煤层运输大巷中采用梯

形木棚支护不成功的原因,应从急倾斜煤层巷道的应力分析来说明这个问题。

巷道开拓后在其周边形成了应力集中,集中因数介于2~3之间。由于这种应力作用就可能使巷道周边岩体处于极限平衡状态,见图1。

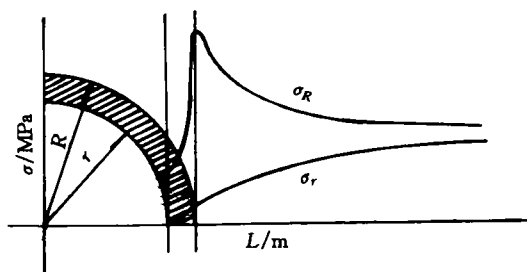


图1 巷道围岩应力分析

在煤层内由于开拓开切眼而形成的集中应力称为支承压力,对于该矿急倾斜煤层来说其支承压力见图2。

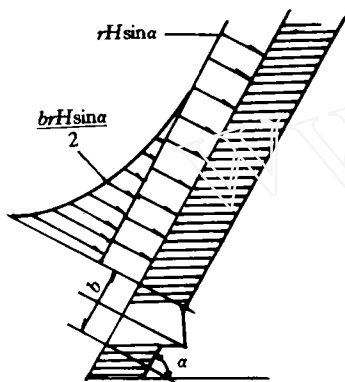


图2 支承压力示意

根据图2可知:

(1) 在巷道上部、下部的煤体,由于节理裂隙比较发育,因而可以视为单向受力状态,因此其抗压强度很低。

(2) 由于巷道本身不能传递煤层上覆盖岩层的重力对巷道的分力,而应力由巷道顶、底部的煤层来承担,这样就加速了巷道顶、底部煤体的破坏。

(3) 巷道两帮即煤层顶、底板由于受到开掘巷道时集中应力的作用,岩层势必产生应变,当其达到极限平衡状态时,如不及时有效地控制,极限平衡圈就会不断扩大,即图1中的斜值随着时间的延长不断增大,甚至达到片帮的程度。

巷道顶部煤体的破坏,巷道两帮岩层的变形量逐渐增大给采区的运输、通风等带来困难。从该矿支护情况说明:因为木材的横纹耐压强度只为顺纹耐压强度的3/10~1/3。采用梯形木棚支护一般3个月的变形量达150.0~300.0 mm,如遇水,围岩变形量将更大,直至断梁、折柱、支架倾倒。所以大部分采区在回采前就不得不先对巷道进行全面维修。特别是急倾斜煤层稳定性差,这种木棚支护方式又是被动的,如受到采动影响和岩层遇到淋水发生膨胀后,梁柱承受不了来自巷道四周的压力,所以要根据巷道的应力分布来考虑合理的支护方式。

3 采用管缝锚杆支护的可能性

对于急倾斜中厚煤层巷道支护的特殊性,采用什么样的支护方式较为有效、合理,可从巷道支护的纵、横两个方面来比较,分析各种主要支护方式的适应情况。

3.1 目前采区运输大巷常用的布置方式和支护方法

(1) 拱形“U”型钢可缩性支架。这种支架有很多优点,它适用动压影响大、围岩变形量大的巷道,能避免使用刚性支架的大量折损。而对急倾斜煤层巷道,它主要承受巷道两帮不均衡的压力,使支架腿部向巷道内变形滑动,逐渐破坏支架的稳定。另一因素是煤层厚度变化较大,采用定形支架必须增大破顶、底板的工程量。

(2) 采用煤层底板岩巷掘进。按照煤层底板巷道布置应避开采动时的集中应力原则,其布置距离应保持距煤层的垂距8.0 m

以外,这样一个180.0 m长的采区全岩巷道工程量如下:大巷180.0 m,联络巷的间距20.0 m,联络巷长9.5 m,共8条,以上几项工程量合计256.0 m,费用在10.0万元以上,岩巷掘进速度也较慢。一个采区可采煤量平均在20 kt以下,计算可知,万吨煤的岩巷掘进率近130.0 m,显然万吨掘进岩巷工程量太高,准备工期太长,投资费用较高,是不可取的。

以上分析得出2种支护方法对于该矿生产条件是不适宜的。

3.2 管缝锚杆支护的优越性

过去和现在人们对锚杆支护都有些错误的理解,认为它不适应软岩和煤层中支护,而事实证明,锚杆不仅能够在软岩和煤层支护中发挥作用,同时,过破碎带时运用锚杆支护,也能取得良好效果。其原理是松软的围岩通过锚杆的拉紧作用使它们形成一个主动承受压力的自然拱。为了使暴露在自由面的围岩不至冒落,可在开掘后立即喷射一层混凝土砂浆防止风化,再通过锚杆控制围岩的变形,使极限平衡区的范围不再扩大,从而起到稳定和支护巷道围岩的目的。

急倾斜中厚煤层采区煤层巷道支护用哪种锚杆能够更好地起到支护作用?通过分析认为对于膨胀因数大的围岩采用管缝锚杆是较适合的。因为管缝锚杆是靠管壁与孔壁摩擦产生锚固力,围岩膨胀变形越大锚杆的锚固力就越大。且从经济角度来看,采用管缝锚杆加喷射混凝土支护,锚杆每根8.2元,每米巷道需6根,锚杆费用49.2元,加上混凝土费用12.0元,共计61.2元,管缝锚杆在技术上、经济上具备了其它锚杆所没有的优势。

3.3 管缝锚杆的参数确定和布置方法

当前,关于锚杆支护设计还没有成熟的理论,一般是根据经验和工程类比法选择锚杆参数。针对巷道受压过程和支护目的,一是稳定煤层顶、底板,使之不发生过大的变形;

二是控制好巷道顶部煤体不让它松动冒落,下面围绕这样一个目的来布置管缝锚杆。

(1) 稳定煤层顶、底板的锚杆按组合梁的作用确定锚杆的参数。

锚杆长度: $L=N(1.1+W/10)$

$L>2\times$ 岩石节理间距

$L=1.0(1.1+2/10)=1.3$ m,取1.5 m。

锚杆间距: $D\leq 0.5L$

$D<3\times$ 岩石节理间距

$D\leq 0.5\times 1.5=0.75$ m,取0.7 m。

式中: W ——巷道的跨度,2 m;

N ——围岩稳定影响因数,Ⅲ类围岩

$N=1.0$ 。

(2) 巷道顶部煤体锚杆按悬吊理论计算锚杆参数。

锚杆长度: $L=KH+L_1+L_2=1.5\times$

$0.8+0.2+0.1=1.5$ m。

锚杆倾角: 50° 。

为了更好地发挥锚杆的作用,上部煤体可先喷一层混凝土稳固围岩后,再打锚杆。

综观上述,沿煤层采区运输巷管缝锚杆支护能够将围岩的变形量控制在较低范围内,当5~6 a后进行下一水平采区的准备时,这时的运输大巷已成为新采区的回风大巷。这样就减少维修掘进工程量,避免了沿空送巷所需时间和费用,加速了采区的接替,保证采区的正常生产。同时,也降低了支护成本,改善了通风条件,克服了其它支架不稳定的缺陷,为安全生产创造了条件。

(收稿日期:1996-06-04)

(责任编辑 马立宏)

作者简介

黄建光,男,1960年生,工程师。1982年7月毕业于焦作矿业学院(现焦作工学院),现任湖南省株洲市煤炭工业局生产技术科科长兼技术负责人。