

撞楔法过风氧化带主要参数及工艺研究

花志文 王合龙

(山西朔州山阴兰花口前煤业有限公司)

摘 要:在遇到强风化煤层等松散破碎带时,按常规的掘进和锚网支护方法无法保证巷道围岩的安全稳定,为此,提出了采用撞楔法过强风化松散破碎带围岩的方法,重点分析了楔子的材质、直径、长度、间距、角度、巷道开挖步距等参数的取值范围,并优化了施工工艺。在二采区回风巷道应用成功,围岩控制效果明显,巷道维护状况良好。

关键词:撞楔法;强风带;围岩控制;仰孔注水法

0 引 言

巷道正常掘进时,为保证开挖面至永久支护区这段距离内的施工安全,一般采用前探梁和点柱等临时支护。但是对于遇到强风化带时,围岩破碎程度高、粘聚力和内摩擦角均较低,尤其是在干燥状态下随掘随冒,毫无自稳能力。为了保证掘进安全和支护可靠,必须采取合适的超前支护、随掘随支和防漏措施。常用的方法主要为:超前围岩注浆^[1-2]、超前锚杆支护^[3-4]、撞楔法^[5-7]等。其中,撞楔法在掘进破碎围岩巷道、过断层巷道、过冒顶巷道等进行了大

量的工程应用。

为此,结合口前矿二采区回风巷道遇强风化带的情况,决定采取撞楔法过强风化带。具体分析了楔子的材质、直径、长度、间距、巷道开挖步距等参数的取值范围,并在现场使用,优化了施工工艺,为类似条件下的围岩控制提供参照。

1 试验工程地质背景

口前煤矿 4+9 号煤层伪顶为泥岩,质软,随煤层开采而易跨落,厚 0~0.5m 左右;直接顶为中细砂岩或砂质泥岩,及老顶为巨厚层粉~粗砂岩、泥岩;底

板为砂质泥岩。其顶板岩石力学性质测试结果：泥岩真密度 2520kg/m^3 ，视密度 2489kg/m^3 ，孔隙率为 1.23% ，含水率 1.37% ，吸水率 2.06% ，单向抗拉强度 0.74MPa 。粉砂岩真密度 2500kg/m^3 ，视密度 2400kg/m^3 ，孔隙率为 3.97% ，含水率 1.30% ，吸水率 2.28% ，单向抗压强度 48.2MPa ，单向抗拉强度 1.15MPa ，抗剪强度 3.57MPa 。顶板是中砂岩时为Ⅱ类中等稳定顶板。顶板是泥岩时为Ⅳ类不稳定顶板。

由于矿区地形复杂，沟谷纵横，4+9号煤层顶、底板出现多处压实亚黏土层和沙砾层，强度极低，质软，随掘随跨落，并且多处和地面导通，致使周围煤层全部氧化变质，形成风氧化带。井下实验可锚性很差。属难以控制软岩顶板。

2 撞楔法支护参数分析

研究表明，撞楔法支护参数的设计关系到巷道工程的质量优劣、是否安全可靠以及是否经济合理等问题，撞楔法涉及到的参数主要有楔子的材质、直径、间距、长度、搭接长度、角度和巷道开挖步距，下面分别论述：

1) 楔子的材质与直径

楔子的材质主要有废旧钢轨、锚杆、竹楔和木楔。为使用方便，目前多采用热轨无缝圆钢管。一般情况下，钢管的直径越大，挠度越小，围岩控制效果越好。考虑到钻孔和安装方便，常用无缝钢管的直径范围为 $25\sim 85\text{mm}$ 。

2) 楔子的间距

楔子的间距的减小有利于降低楔子的挠度，从而改善开挖面的稳定性，其选择主要取决于破碎顶板内岩块平均占取面积 $S_{\text{块}}^{[5]}$ ：

$$S_{\text{块}} = \frac{S}{N} \quad (1)$$

式中： S 为顶板最破碎区域面积； N 为该区域内

岩块的数量。

根据工程现场观测，采取撞楔法支护的巷道顶板多呈现较破碎状态， $S_{\text{块}}$ 一般小于 $1 \times 105\text{mm}^2$ 。因此，楔子的间距多选取 $150\sim 400\text{mm}$ 。

3) 巷道开挖步距

开挖步距即开挖区的长度。研究表明：巷道开挖步距过大，楔子的挠度越大，易造成支护失效甚至顶板冒落；开挖步距过小，会增加工序转换时间，影响施工效率。因此，开挖步距不宜过大和过小，应与巷道永久支护排距或步距（锚杆或架棚的排距、砌碇施工步距）保持协调，一般取永久支护施工步距的 $1\sim 3$ 整数倍。

4) 楔子的搭接长度

当巷道开挖至每排楔子的最后一开挖步距时，楔子以在煤未开挖区内的搭接长度段为支承约束段，为使楔子避免出现因巷道开挖超前扰动引起支承约束不足的问题，楔子的搭接长度一般要大于开挖超前扰动区长度。另外，楔子的搭接长度不宜过长，否则增加材料浪费和施工难度，并且对改善支护效果作用不大。结合永久支护的施工，楔子的搭接长度常取开挖扰动区长度和永久支护排距或步距的较大值。

5) 楔子的总长度

楔子的总长度越长，越能减少施工撞楔法钻孔的数量，进而提高施工效率。但由于受到钻孔机具、钻孔技术等条件限制，如果楔子过长，很难确保子的施工角度和排列整齐，影响支护效果。楔子的总长度等于巷道开挖步距的 $2\sim 3$ 整数倍与楔子搭接长度之和，但一般不大于 5000mm 。

6) 楔子的角度

打设撞楔管筒过程中，两帮管孔要根据巷道方向、高度、宽度、煤岩层倾向布眼，水平角、垂直角一般均应控制在 $1^\circ\sim 3^\circ$ 度之间，且不得影响后续支护。

3 撞楔法施工工艺研究

巷道掘进过强风化带施工示意图如图1所示,将掘支循环进尺由正常条件下的1m缩短为0.5m,采用型钢支架(拱形巷道用U型钢,矩形和梯形巷道用矿用工字钢)、超前支护(管棚)、金属网配合风筒布(或其他防漏柔性材料)进行支护。具体施工工艺如下:

(1)强风氧化带顶部采用撞楔法支护控制顶板,该支护根据工作面实际,在巷道顶部围岩破碎、煤顶松软,遇地质构造情况下采用。

(2)巷道顶部撞楔法支护采用孔径42mm钻头打孔,直径1.0寸撞楔管筒穿洞支护顶板,控制巷道顶部煤层在爆破过程时垮落。布置方式:管孔孔距300mm,误差正负50mm,深度5m,结合实际沿巷道顶部及两帮布置打设,施工过程中现场队组严格按施工要求,布置钻孔数量、深度。

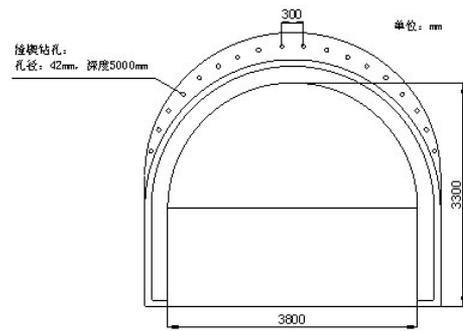
(3)打设撞楔管筒过程中,两帮管孔要根据巷道方向、高度、宽度、煤岩层倾角布眼,水平角、垂直角均应控制在 $1^{\circ}\sim 3^{\circ}$ 度之间,且不得影响砌碛支护。

(4)掘进过程中,掘砌每循环进度为2.0m,撞楔管孔深为5m,为确保安全,施工过程中必须在采用撞楔法支护控制煤顶前提下掘进作业,在撞楔法支护下掘进两个循环后要及时补打撞楔管孔穿孔支护。

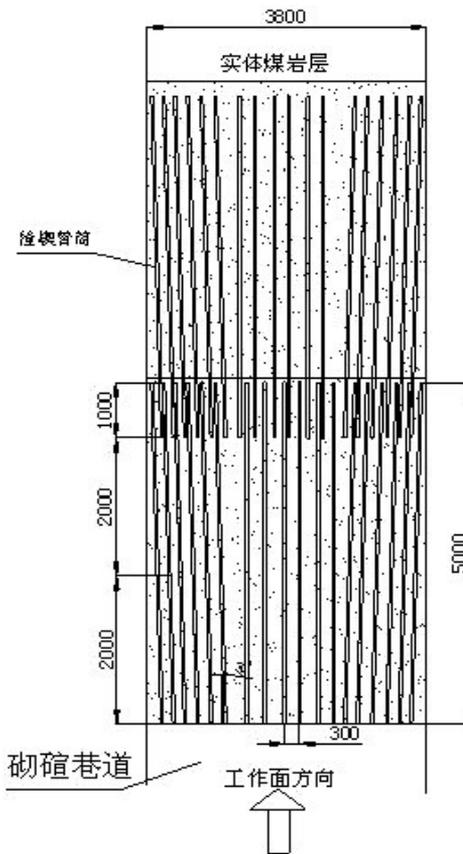
(5)根据工作面实际穿管布置情况,要有专人观察煤顶及管筒承载变化情况,特殊情况下可采用锚索辅助悬吊支护及注浆。

(6)使用撞楔法支护过程中,穿设管筒必须与硃体接实接紧。

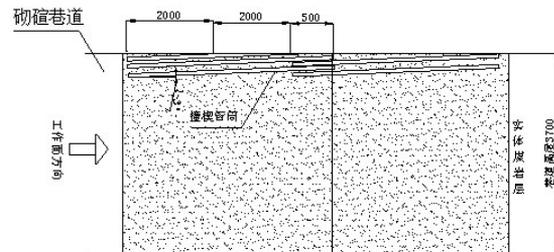
(7)为保证安全,在揭露或出风氧化带煤层5m范围内,需要在原支护基础上,采用型钢支架支护,间距不大于0.8m。



a 正视支护示意图



b 俯视示意图



c 侧视示意图

图1 顶板撞楔法支护示意图

在过强风带过程中,现场没有(下转第18页)

全。同时还能够对设备进行诊断,判断设备故障情况,保证运行正常。近年来,煤矿安全事件频繁发生,不但影响煤矿事业的发展,同时给员工的生命安全带来了较大的安全隐患。在煤矿生产过程中,利用传感器设备可以及时获取煤矿的生产情况,将其传送到相应的调度中心,实现对煤矿生产的全方位监控,保证煤矿生产的安全性。如运用水位传感器可以对煤矿水位进行监控,当煤矿水位达到上限时,监控系统会自动发出报警,使工作人员可以及时处理或撤离煤矿。同时,通过自动化监控还能够对作业人员进行实时定位,掌握作业人员的位置,以便在出现事故时能够及时安排人员撤出,尽快对人员进行救援,从而减小事故损失。

3.3 煤矿矿井提升机

在煤矿生产中,升降系统设备是必不可少的,自动化程度相较于其它的机电设备来说也比较高,在煤矿生产中扮演着重要角色,其能够运输井下煤炭资源、作业材料和设备,因而在升降系统中,自动化技术的应用十分重要,尤其是在煤矿生产过程中,作业人员要依靠升降系统下到井下,因而对设备的安全性和稳定性有较高要求,这样才能够充分保证作业人员的安全。在现代煤矿生产当中,一般是将PLC技术应用到升降系统当中,通过对PLC软件进行控制操作来实现对煤矿升降系统的操控。同时,

PLC软件还带有报警作用,能够对系统故障及时报警,从而有效保证升降系统运行的可靠性。也有相关报道称,升降系统在生产应用自动化技术后的安全效率能够达到98%以上,因而在煤矿生产中应该重视自动化技术在升降系统中的应用,从而不断促进提升煤矿生产的安全性。

4 结束语

在当前煤矿开采中,自动化技术的应用具有重要价值,不仅能够使煤矿提高生产效率,提高产煤质量,而且还能够为煤矿生产的安全提供保障。当前中国自动化技术发展比较慢,与国外相比还有一段距离,因而应该加强对自动化技术的研究,积极吸取先进的技术经验,从而不断推动煤矿生产当中自动化技术的发展。

参考文献

- [1] 汤彬. 以人为本,以创新为动力,提升企业竞争力——浅谈煤矿机电企业生产实践中的问题及策略[J]. 陕西教育,2012(01).
- [2] 王风强. 煤矿自动化控制无人值守配电岗位管理制度的优化[J]. 山东工业技术,2016(15):49.

(上接第6页)发生一起冒顶事故,砌碛30 d后大巷顶板下沉量小于15 mm,围岩控制效果很好。

4 结论

根据口前矿二采区回风巷道遇强风化带的情

况,决定采取撞楔法过强风化带。具体分析了楔子的材质、直径、长度、间距、角度、巷道开挖步距等参数的取值范围,优化了施工工艺。现场应用证明,有效避免了强风化带巷道顶板的冒顶问题,为类似条件下的围岩控制提供参照。