矿井深部软岩大断面硐室二次支护技术的研究与应用

肥城矿业集团有限责任公司曹庄煤矿　崔国强　贾相荣　张忠祥

摘　要　本文根据软岩工程支护的岩石力学原理，正确分析了曹庄煤矿深部软岩大断面硐室的围岩变形机理，根据支架与围岩共同作用原理以及硐室围岩变形与时间的关系，合理进行支护设计，提出了适时锚喷二次支护作为控制硐室围岩变形的方法，合理确定硐室二次支护时间，取得了良好的控制效果和经济效益。

关键词　深部软岩　大断面硐室　二次支护技术　研究　应用

曹庄煤矿延深水平为第三水平，水平标高为-480m，埋深已达600m以上，巷道围岩具有明显的大变形、大地压、难支护的深部软岩特征。尤其是井底车场机电硐室，由于断面大，服务年限长，维修难度大，对支护结构的可靠性又提出了新的要求。

1 工程地质概况

-480m水平中央泵房设计为直墙半圆拱断面，净宽4.5m，墙高3.9m，净断面25.5m²，长度51m，硐室位于-480m井底车场北侧。处于f_1号断层(H=2.5m)和f_2断层(H=5.0m)构成的三角高应力区中，并且f_1号断层从泵房中间穿过，构造极为复杂，硐室穿过的岩层有：八层煤顶板的石灰岩和粉砂岩、八层煤及底板的砂质页岩，节理发育。从已施工的相邻-480m大巷和-480m副巷来看，岩体节理发育，松软破碎，尤其在断层破碎带和煤层中，在矿压作用下产生显著的塑性变形和流变，围岩具有明显的大变形、高应力、难支护的软岩特征。

2 中央泵房硐室的支护设计

2.1 软岩巷道的控制原理

根据软岩工程支护的岩石力学原理，巷道支架反力P与巷道径向位移U的关系曲线如图1。图1中的曲线①是围岩位移曲线，曲线②是支架工作特性曲线，可看出若只允许围岩产生微量变形，应架设完全刚性支架，支架在曲线①的A点工作，承受最大载荷Pmax。若安设缓增阻性的大可缩量支架，围岩移动量可达最大Umax，这时支架在曲线①的B点工作，承受最小载荷Pmin。当围岩变形增达到一定值后，曲线不会象CB段那样再下降，而是象CD段那样增长。因此，从保证安全又能获得好的经济效益，并有一定的安全储备出发，支架特性②与围岩位移特性①的交点E是"支架－围岩"共同承载的最佳工作点。A点是刚性较大支架承受的力，B点是刚性较小支架承受的力。以支架②为例进行分析，作用于支架②上的压力为CE，而围岩承担的压力为AE，可见，支架与围岩共同承担了地层的压力。如果支架为刚性支架，其受力点在A点，则支架上承受的压力要大，这时，围岩承受的压力要小。支架的最佳作用点在E点。EC曲线表示围岩已经松脱，支护时间太晚，支架的压力反而增大。总之，支架的刚度越大，支架的载荷也越大，支架对围岩的反力，无疑是改善了围岩的应力状态，使巷道周边处的围岩由双向受力改为二向受力，提高了围岩的屈服极限和强度极限，从而减少了破裂区半径和周边的位移，增加了巷道的稳定性，支架与围岩共同组成一个承载结构。

2.2 硐室支护结构的确定

由软岩工程支护的岩石力学原理可知，采用具有一定柔性的支架结构以及适时的滞后支护，有利于充分发挥围岩的自承能力。显然，采取锚喷支护以及二次支护符合软岩工程的支护要求，巷道开挖后，先进行锚喷初次支护，允许围岩有一定的变形，软岩的弹塑性能以变形的方式释放一部分。喷射砼防止围岩风化。维护围岩的强度，锚杆的预应力作用使围岩逐渐形成一个初步的承载结构。当围岩产生一定的径向位移U，围岩变形趋于稳定时，进行锚网喷二次支护、锚索加固，进一步加固围岩，提高支护体的强度和围岩的自承能力，形成稳定的支护体与围岩共同承载结构(如图1，支架②)。

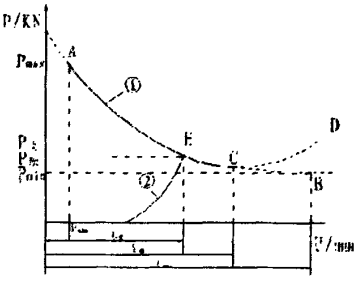


图1　支架与围岩作用关系图

2.3 支护参数设计

按悬吊理论计算锚杆支护参数。

2.3.1 锚杆长度计算

$$L=KH+L_1+L_2$$

式中　L－锚杆长度，m；

L_1－锚杆锚入稳定岩层的深度，一般按经验取0.5m；

L_2－锚杆在巷道中的外露长度，一般取0.1m。

K－安全系数，一般取K=2；

H－锚杆有效长度，m。

其中：$H=\frac{B}{2f}=\frac{4.74}{2\times 3}=0.79(m)$

式中　B－巷道开掘宽度，取4.74m；

f－岩石坚固性系数，粉砂岩取3。

则：$L=1.58+0.5+0.1=2.18(m)$

2.3.2 锚杆株距、排距计算

设株排距相等，均为a，则：

$$\alpha=\sqrt{\frac{Q}{KH\gamma}}$$

式中　α－锚杆株排距，m；

Q－锚杆设计锚固力，64kN/根；

H－锚杆有效长度，1.58m；

γ－被悬吊砂岩的重力密度，取19.992kN/m³；

K－安全系数，一般取K=2。

$$\alpha=\sqrt{\frac{Q}{KH\gamma}}=\sqrt{\frac{64}{2\times0.79\times19.992}}=1.42(m)$$

通过以上计算可知，施工时选用直径 18mm、长度 2200mm 的等强度螺纹钢锚杆，锚杆排株距 1000mm 能够满足设计要求。

2.3.3 锚索加强支护

二次支护过程中，采用锚索加强支护，锚索按巷道中心线布置，每断面二根，锚索间距为 5m。

锚索支护参数的确定

(1)锚索长度的确定

$L=L\alpha+Lb+Lc+Ld$

式中 L－锚索总长度，m；

Lα－锚索深入到较稳定岩层的锚固长度；

Lb－需要悬吊的不稳定岩层厚度，取 2.0m；

Lc－上托盘及锚具的厚度，取 0.2m；

Ld－需要外露的张拉长度，取 0.35m。

按 GBJ86-85，锚索锚固长度 Lα 按下式确定

$$L\alpha\geq K\times\frac{d_1f_\alpha}{4f_c}$$

式中 K－安全系数，取 K=2；

d_1－锚索钢绞线直径，取 15.24mm；

f_α－钢绞线抗拉强度，N/mm²[1920MPa，合 1883.52N/mm²]；

f_c－锚索与锚固剂的粘合强度，取 10N/mm²。

则：$L_\alpha\geq2\times\frac{15.24\times1883.52}{4\times10c}=1435.242(mm)\approx1.435m$

取 L_α=1.44m

L = 1.44+2+0.2+0.35=3.99m

通过计算，锚索长度定为 4.0m 可满足设计要求。

(2)锚索倾角

锚索垂直巷道拱的切线安装布置。

(3)锚索数目的确定

$$N=K\frac{W}{P_{断}}$$

式中 N－锚索数目；

K－安全系数，一般取 2；

W－被吊岩石的自重，kN；

$P_{断}$－锚索的最低破断力，268.5kN。

其中：$W=B\times\sum h\times\sum\gamma\times D$

B－巷道开掘宽度，取最大值 4.74m 进行计算；

∑h－悬吊岩石厚度，取 2m；

∑γ－悬吊岩石平均容重，19.992kN/m³；

D－锚索间排距，取不大于锚索长度的 1/2，取 2m。

则：$W=4.74\times2\times19.992\times2=379.05(kN)$

$$\therefore N=2\times\frac{379.05}{268.5}\approx2.82(根)$$

通过以上计算，泵房安注锚索时，考虑到锚索为在原锚网喷支护基础上的加强支护，故三根既可满足设计要求。

(4)锚索排距的确定

因为锚索排距一般不大于锚索长度的二分之一，所以取 2m。

通过以上计算，所用锚索为直径不小于 φ15.24mm、L=4500(锚到稳定岩层为 1m)钢绞线配合锁头和用长 500mm 的工字钢制作的托盘。锚索有效长度为 4000mm，外露 500mm，每根锚索使用 4 块 φ25mm、L=350mm 的树脂锚固剂锚固(锚固剂型号：眼底 2 块为 MSK2535，外侧 2 块为 MSZ2535)，锚索张拉预紧力控制在 60~80kN，锚固力不低于 200kN。

根据上述理论分析及计算结果，确定硐室的支护参数为：锚杆采用 φ18mm，L2200mm 的螺纹钢树脂锚杆，每根采用 2 卷树脂锚固剂锚固，锚固长度不少于 700mm。每根锚杆预紧力不小于 120N.m，锚固力不低于 64kN。初次支护及二次支护锚杆间排距均为 1000mm×1000mm，呈菱形布置，支护密度 2.04 根/m²，相当于锚杆间排距 0.5m，由于硐室处于高应力软岩破碎带中，并考虑硐室断面大，服务年限长，对支护体的可靠性要求程度高等特点，根据围岩强化理论，需要对硐室进行锚索加固。二次支护后，采用预应力锚索对硐室深部围岩通过锚索的预应力作用进一步强化，从而进一步提高围岩的自承能力，使之形成长期的稳定的承载结构。中央泵房支护方式及参数见表 1，支护断面见图 2。

表 1 中央泵房支护方式及参数

	初次支护	二次支护
锚杆规格(mm)	螺纹钢 φ18L2200	螺纹钢 φ18L2200
间排距(mm)	1000×1000	1000×1000
锚固剂种类	树脂锚固剂 MSZK2530	树脂锚固剂 MSZK2530
金属网(mm)	3.5mm 冷拔钢丝网焊制网格 100×100	3.5mm 冷拔钢丝网焊制网格 100×100
喷射砼厚度(mm)	初喷 50，复喷 40	30

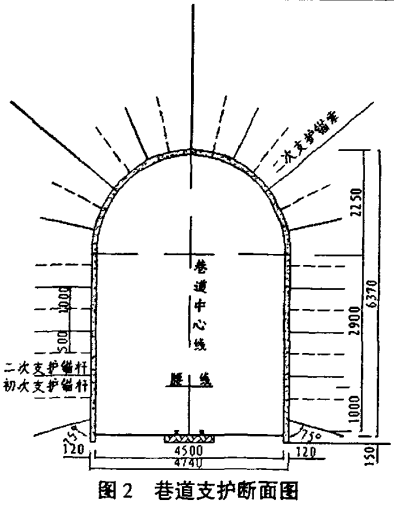
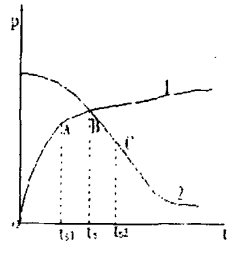


图 2 巷道支护断面图

2.4 最佳二次组合支护时段

软岩巷道最佳二次组合时段如图 3 所示。



1－围岩放压曲线；2－支护系统让压曲线

图 3 最佳二次组合支护时段

其原理是既要使围岩变形能得到有效释放，围岩本身还

具有一定强度，又要使初次支护能力得到充分发挥。当围岩放压曲线与支护系统让压曲线相交时，所对应的时间为最佳二次组合支护时间。此时，围岩放压在优化意义上达到了最大，又保护了围岩强度。同时，支护体让压在优化意义上也达到了充分大。工程实践表明，该时间 ts 前后的 A、B 区是关键部位产生、发展的变形力学区段，对应的时间 ts1 和 ts2 时最佳二次组合支护时段。

其变形力学状态进入 A 区，支护体多产生鳞状剥落；变形力学状态进入 B 区，伴随着产生片状剥落；变形力学状态进入 C 区，将产生块状崩落和结构失稳。因此，判别合理的二次组合支护时段就是鳞状、片状剥落的高应力现象出现的时间。此时锚喷巷道围岩表面变形量，一般都达 100mm 以上，深部(2.4m)左右并产生位移。

3 施工过程技术控制

由于硐室跨度及高度较大，确定硐室的施工方案为台阶法施工，上台阶 3.35m，先施工上台阶，后施工下台阶。现场施工过程控制如下：上台阶开挖后，先进行初喷以封闭围岩，然后安设锚杆，整个上台阶掘完后，进行复喷；然后施工下台阶，下台阶初次支护结束后，转入泵房通道施工。二次支护时间视硐室变形的情况而定，过早不利于围岩弹塑性能的释放，支护体的载荷较高，过晚围岩变形向深处法发展，其强度衰减，支护载荷增加。

4 技术经济分析

在实际应用中，通过二次锚喷、锚索加固，有效控制了围岩变形，而且取得较好的经济效益，在常规设计中，则施工硐室需采用钢筋砼 400mm 以上支护，加大了人、财、物的使用量。而该技术使设计趋向合理，施工过程得到有效控制。通过实践证明，一个 800m² 得机电硐室从施工到竣工，工期缩短三分之一，材料费用节约五分之二，且大大降低劳动强度，提高工程质量。

5 结论

(1)深部软岩具有高应力、低强度、流变性的特点，而软岩工程支护的岩石力学原理－支架与围岩共同作用原理是深井软岩巷道围岩控制技术有效的理论依据。

(2)采用具有可缩性的锚喷支护以及适时的二次支护技术对软岩巷道具有良好的控制效果，二次支护的时间宜在初次支护 30 天左右进行，现场控制宜在初次支护喷体出现鳞、片状剥落时实施，二次支护的滞后时间不宜过迟，因围岩变形达到一定程度后，会向深部重新形成塑性区，形成二次加速变形，降低支护效果，如图 1CD 曲线所示。

(3)合理的二次支护结构对于深井软岩巷道，尤其是大型机电硐室具有广泛的推广价值。

参考文献

[1] 何满朝.中国煤矿软岩巷道支护理论与实践[M]. 徐州：中国矿业大学出版社，1996

作者简介

崔国强(1974-)，男，大专，助理工程师，1994 年毕业于泰安煤校采煤专业，2005 年毕业于山东科技大学采矿专业，现在肥城矿业集团公司曹庄煤矿技术科从事技术管理工作。

(收稿日期:2008-5-29)

(上接第 17 页)

(6)割煤机过此段时，机组上、下 20m 范围内严禁站人，防止木屑飞起伤人，破除的木料在停止工作面输送机后人工运出工作面内，严禁使用运输机拉运，防止碰伤人员、拉坏设备。

(7)根据工作面顶板情况超前移架，使用伸缩梁及护帮板顶死煤墙，防止流煤事故发生，在维护好顶板的前提下，回收工作面与中间巷交叉段即 AB 段的影响木料。

(8)在工作面过 BC 及 CD 段时，要时刻注意顶煤的掉落、煤墙片帮，为及时护顶可超前移架，必要时可以采取在煤墙侧顶板辅网、架走向棚，提前维护顶板。

(9)为防止压力过大难以控制顶板及大面积片帮，放煤时要根据顶板情况适当掌握，必要时可以停止放煤。

(10)利用支架侧护板及连架千斤顶及时调整支架支护状态防止支架歪扭、咬架事故发生，保证支架时刻处于一个良好的工作状态。

除采取上述技术措施外，还应加强安全生产方面管理。要求：① 交接班时，煤机不得停放在中间巷段，以防止支护滞后，空顶距增大，造成顶板冒落。② 在正常生产时工作面的工程质量要时刻保持着动态达标。③ 提高现场班组长及验收员的责任心，提高职工队伍的安全意识。

7 结束语

1308 工作面在过中间巷巷期间，采取了一系列安全技术措施，认真维护揭露中间巷时工作面的顶板，科学地控制了工作面与空巷的夹角，很好地加强了顶板管理，没有发生机坏人伤事故。实现了安全生产，保证了工作面的正常开采。工作面顺利采过中间巷巷，为综放工作面过中间巷及过其他的联络巷道提供了成功的经验。

作者简介

殷文明，男，1984 年生，助理工程师。2006 年毕业于重庆大学采矿系，现在兖矿集团兴隆庄煤矿综采一队从事生产技术和现场组织管理工作。

(收稿日期:2008-2-29)

Roof control in fully-mechanized mining face passing middle entry

Yin Wenming

Abstract: The connecting roadway (middle entry) which has worked for working face is exposed through upper gateway No.171# at 1308 working face of Xing Longzhuang Coal Mine, resulting in working face moving forward 120 meters. This paper attaches great importance on detailed roof management and relevant technical measures in fully mechanized mining face passing middle entry.

Keywords: fully mechanized mining face, middle entry, roof management