ISSN 1671 - 2900
CN 43 - 1347/TD

采矿技术 第5卷 第1期
Mining Technology, Vol. 5, No. 1

2005年3月
Mar. 2005

金川镍矿深部巷道锚索支护试验研究

把多恒[1,2]

(1. 昆明理工大学国土资源学院, 云南 昆明 650093;
2. 金川镍钴研究设计院矿山分院, 甘肃 金昌市 737100)

摘 要:金川镍矿深部巷道埋藏深,地压大,同时受剧烈的采动影响,巷道稳定性极差,巷道破坏严重,导致巷道返修率高。为了经济、有效地控制采场地压,维护巷道的稳定,在分析现有支护型式的基础上,首次采用了锚索网综合支护型式。依据现场试验和采用数值分析方法,就不同支护型式、不同采动影响系数和不同支护参数的采场巷道进行了数值模拟和稳定性分析,为巷道支护型式选择和参数优化提供了依据。

关键词:采场巷道;锚索支护;参数优化;数值模拟

金川镍矿深部巷道工程处于复杂多变的高应力环境中,影响巷道围岩稳定的因素错综复杂,并且相互影响、互为作用。由于金川矿区受地质构造影响剧烈,岩石破碎,稳定性极差,再加之矿区地应力较高,导致采矿工程的稳定性控制极为困难,尤其是深部工程更为突出。为了研究和分析各种因素对巷道稳定性的影响,寻求切实可行的控制措施,采用了行之有效的数值分析手段,并结合现场测试结果,研究不同支护方案的巷道围岩应力分布和塑性区分布,在此基础上,进行支护巷道的稳定性评价。本文针对二矿区1178分段试验巷道进行研究。

1 金川二矿区1178分段巷道支护方案

二矿区1178分段巷道处于埋深接近600 m的深部高应力环境,矿区地应力较高,同时受采场采动应力的影响,地压显现剧烈,巷道稳定性差,一直是深部采场巷道亟待解决的问题。为了寻求切实可行的控制措施,经过多次论证,并借鉴已经获得的研究成果,在该矿首次提出了锚索综合支护型式。为了优化支护参数,有必要对实施的不同支护方案进行理论分析。

锚索综合支护方案采取两次支护。在初期支护与二次支护之间,间隔一定时间,以使围岩产生一定的让压,以降低巨大变形地压对支护的作用,设计方案如下。

1.1 初步支护方案

(1)方案一。巷道拱顶和两帮采用全长砂浆或水泥药卷锚杆,锚杆长3 m,间、排距均为1 m,加钢筋网喷层,厚10 cm。巷道底板采用自钻式锚杆,锚杆长3.0 m,锚杆排间距1 m×1 m。并铺设钢筋网喷层,将底板与锚杆连成一体。

(2)方案二。长拱顶和两帮采用短锚索支护,锚索长3 m,间、排距均为1 m,锚索锚固长度60 cm,预应力3~5 t,加钢筋网喷层,厚10 cm。底板采用自钻式锚杆,参数同方案一。

1.2 巷道二次永久支护

(1)方案一。拱顶和帮采用锚索长度5 m,锚固长度2 m,网度为1 m×2 m,设计预应力14 t,锚索采用1860钢绞线,Φ15.24 mm×3.3 m,配Φ32 mm×600 mm中速树脂锚固剂,金属网用Φ6.5钢筋,网度150 mm×150 mm;垫板用中心突出的200 mm×200 mm×10 mm垫板;锚具用QLMK15型。

(2)方案二。拱顶和帮采用锚索长6 m,锚固长度2 m,网度为1 m×2 m,设计预应力17 t,其它同方案一。

(3)方案三。拱顶和帮采用锚索长7 m,锚固长度2 m,网度为1 m×2 m,设计预应力20 t,其它同方案一。

2 计算参数的确定

2.1 原岩体计算参数

1178分段巷道围岩基本上处于Ⅳ类,但矿体东西两侧,其围岩存在一定的差异。因为围岩质量的差异,考虑地质力学分类评分指标RMR分别为40,35,30进行计算。根据围岩分类与岩体参数之间的关系,采用插值计算求得岩体计算参数,其计算参数

列于表 1。

表 1 岩体计算参数

RMR	密度 (kg/m³)	抗压强度 (MPa)	抗拉强度 (MPa)	粘聚力 (MPa)	内摩擦角 (°)	变形模量 (GPa)	泊松比
40	2400	15.00	0.8	0.700	35.0	6.00	0.26
35	2350	12.75	0.7	0.575	32.5	4.83	0.27
30	2300	10.50	0.6	0.450	30.0	3.65	0.28

2.2 原岩应力与采动应力

根据金川矿区的地应力测试结果,原岩应力的垂直应力取自重应力,而水平应力取侧压系数 $\lambda = 1.2$。由于 1178 受采动影响,随着采场向下延深,受采动影响极为显著。但采场巷道位置(上、下盘)和型式不同(联络道、进行等),受采动影响的程度也有所差别。为了考虑不同位置巷道受采动影响的程度,在此采用了采动影响系数 β[2]。

$$\beta = \sigma_v / \gamma H \quad (1)$$

式中:σ_v——受采动影响的巷道围岩的垂直应力;

γ——巷道围岩容重;

H——巷道围岩埋深。

分别取采动影响系数 $\beta = 1.0, 1.2, 1.4$ 进行计算。1178 分段巷道的 3 种采动应力场的应力计算条件如表 2 所示。

表 2 不同采动应力场边界应力

埋深(m)	边界深度(m)		上、下边界应力 σ_v/ MPa				左、右边界应力 σ_H/ MPa	
	$h_{上}$	$h_{下}$	β	$\sigma_{v上}$	$\sigma_{v下}$	$\Delta = \sigma_{v下} - \sigma_{v上}$	$\sigma_{H左}$	$\sigma_{H右}$	$\sigma_{H右} - \sigma_{H左}$
572	547	582	1.0	14.769	15.714	0.945	17.732	18.857	1.134
			1.2	17.723	18.857	1.134	17.732	18.857	1.134
			1.4	20.677	22.000	1.323	17.723	18.857	1.134

注 巷道上覆岩体平均密度取 2700 kg/m3

2.3 锚杆和锚索计算参数

为了进行计算,需要根据锚杆的直径、锚固方式(全长或端锚)、间、排距等确定相应的计算参数。全长砂浆或药卷锚杆的计算参数列于表 3 中,预应力锚索计算参数如表 4 所示。

表 3 锚杆计算参数

直径 (mm)	截面积 (10^{-4}m²)	排距 (m)	灰浆抗压强度 (MPa)	弹性模量 (GPa)	屈服强度 (kN)	体积模量 (GPa)	剪切模量 ($\times 10^5$ N)
18	2.54	1.0	20	98.6	130.0	31.3	5.65
29	6.60	1.0	20	98.6	260.0	39.7	9.11

注 钻孔直径 22 mm/35 mm。

表 4 锚索锚杆单元计算参数

直径 (mm)	截面积 (10^{-4}m²)	排距 (m)	灰浆抗压强度 (MPa)	弹性模量 (GPa)	屈服强度 (kN)	体积模量 (GPa)	剪切模量 ($\times 10^5$ N)
15.24	1.82	2.0	20	49.3	115.0	3.25	2.4

注 钻孔直径 40 mm

3 采场巷道数值分析

采用有限差分程序 FLAC,考虑受不同采动应力影响,对不同支护参数条件下的巷道进行数值模拟与稳定性分析。

图 1 为初期支护但未及时进行二次支护,经历大约 26 d 的巷道失稳状态围岩位移与塑性区图。由此可见,初期支护后,如果不及时进行二次支护,巷道围岩变形会进一步发展,塑性区不断扩大,其范围将扩大到 6.0 m,最终导致巷道失稳破坏。巷道失稳时位移将超过 0.5 m(57.11 cm),拱顶位移也达到 20 cm。由此可见,对于二矿区深部高地应力环境,仅采用短密锚杆支护是难以控制围岩的变形发展,从而导致巷道最终失稳破坏,必须采用二次加强支护。

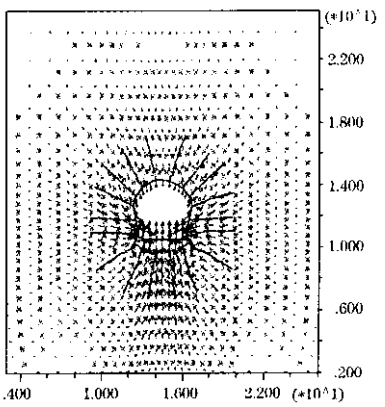


图 1 初期支护后巷道失稳塑性区

巷道开挖后初期支护与二次支护的时机对围岩变形和稳定性产生巨大影响。为了进行分析和比较,在此计算中,均采用开挖后达到 50 次(约 10 h)进行初期支护,初期支护迭代 500 次(约 100 h)进行二次支护。

二次支护采用锚索长度分别为 5 ,6 和 7 m 3 种支护方案,在分析中考虑了围岩分类指标 RMR 分别为 40,35 和 30 以及采动影响系数为 1.0,1.2 和 1.4。本文重点比较不考虑采动影响,且 $RMR = 40$ 的情况下,方案一、方案二、方案三的不同支护效果。

图 2 ~4 分别显示了方案一、方案二和方案三的二次支护方案的围岩位移图与塑性区图。长锚索二次支护后的位移和塑性区图(图 2 ~4)与初期支护巷道围岩位移和塑性区(图 1)相比,围岩位移和塑性区都显著减小,巷道稳定性得到大大地提高。但锚索长度不同,其支护效果存在显著差异。

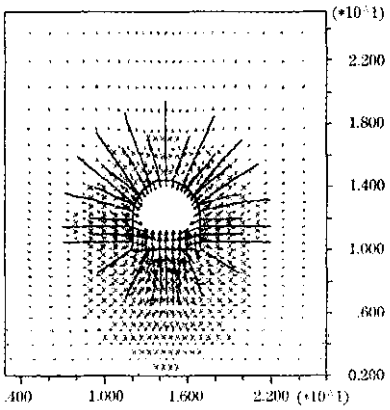


图 2 方案一支护巷道位移与塑性区

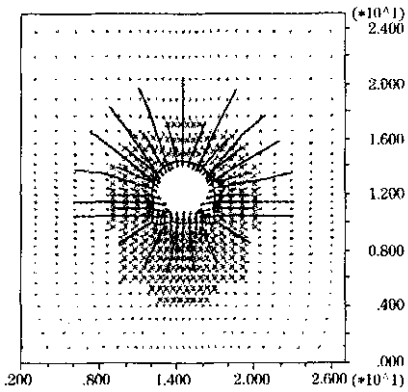


图 3 方案二支护巷道位移与塑性区

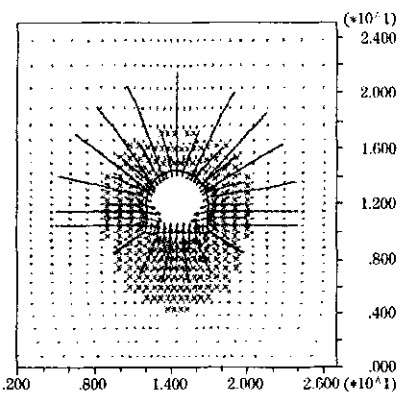


图 4 方案三支护巷道位移与塑性区

比较图 2 和图 3 发现,对于方案一,围岩仍存在一定范围的塑性区;而方案二中仅存在零星塑性区。方案二较方案一的塑性区大大降低。而方案三相对于方案二,塑性区范围变化很小。

由计算结果还发现,方案二(6 m 长锚索)比方案三(7 m 长锚索)的支护效果更加明显。比较顶底板相对收敛,方案二比方案一顶底板相对收敛值减小 4.94 cm;比较两帮相对收敛,方案二比方案一两帮相对收敛值减小 2.7 cm。而方案三比较方案二只分别减小 1.21 cm 和 0.07 cm。

4 采场巷道稳定性分析

由数值分析可以获得巷道围岩的应力场、位移场以及一些塑性区(对于塑性分析)。如何根据这些进行围岩的稳定性分析与预测,不同研究者提出不同方法和手段,其主要评价指标包括关键点位移、最大应力、塑性区范围等。最近,有些研究者试图通过系统不收敛(物理上的不收敛),作为判断围岩系统的失稳条件,由此计算围岩的安全系数。综合目前已经获得的研究成果,本研究在此采用材料安全储备法计算安全系数作为巷道稳定性评价指标。

材料安全储备法是将实际岩体力学指标,如岩体抗剪强度参数(C、φ 值),同时按一定比例降低,直至系统失稳,由此求出其系统安全系数。当围岩粘聚力和内摩擦角 C、φ 值同时降至 C_r、φ_r:

$$C_r = C/F_s \tag{2}$$

$$\varphi_r = \arctan(\tan\varphi/F_s) \tag{3}$$

式中:C、φ——围岩的实际抗剪强度参数。

巷道处于失稳状态时,则此时的比值即为巷道稳定安全系数 F_s。

FlAC 程序可记录巷道围岩位移随时间变化曲线,此曲线可作为巷道失稳的判断依据。当巷道围岩处于稳定状态时,巷道围岩位移随时间变化趋于一个收敛值。而当巷道发生失稳时,巷道围岩位移将不再随时间变化趋于一个固定值。图 5 是当 $RMR = 40$,且不考虑采动应力影响的情况下,C、φ 值取实际抗剪强度参数,方案一拱顶位移 - 时间曲线。图 6 为按比例降低 C、φ 值后处于临界失稳状态拱顶位移 - 时间曲线。以此作为巷道失稳主要判断准则,计算得出在不同 RMR 值以及不同采动影响系数条件下,各种情况具体安全系数值,具体模拟计算结果见表 5。

由此可见,在 $RMR = 40$,且不考虑采动应力的

(下转第 72 页)

该首先使活塞环紧贴于阀壁,以便使活塞环和阀壁间没有间隙,因此,活塞环的弹力很重要。如果弹力过小,密封性能不好 如果弹力过大,则摩擦、磨损增加。考虑到液动冲击器活塞的冲击频率较低,但磨损较为严重,所以活塞环的弹力即面压低一点好。由公式(6)和(7)可知,影响面压的尺寸因素主要有直径 D、高度 h、厚度 a 和自由开口间隙 S,要降低面压 p,在直径 D 确定、高度 h 增大并在材料强度允许的前提下,只有减小厚度 a 和自由开口间隙 S,即增大 D/S 和 D/a 的比值。

4 结 论

经过如上改进后的活塞式钢性动密封应用在射吸式液动冲击器上,使其在结构方面更趋合理。再选用耐高温的金属材料,从而进一步完善了射吸式液动冲击器的设计,提高了冲击器的使用寿命。

参考文献:

[1] 陈朝达,高建强,郝建华,等. 射吸式双作用油井深冲击器设计[J]. 石油矿场机械,1999,28(6):43~46.

[2] 王人杰,蒋荣庆. 液动冲击旋转钻具[M]. 北京:地质出版社,1988.

[3] 陈设会. C 形滑环式组合密封及其应用[J]. 液压与气动,2001,(6)24~26.

[4] 周开博. 机械零件手册[M]. 北京:高等教育出版社,1990.

(收稿日期:2004-10-07)

(上接第 21 页)

情况下,方案二较方案一安全系数提高 0.12,且安全系数达到 1.28,对于矿山巷道是可以接受的。而方案三较方案二安全系数只提高了0.05。

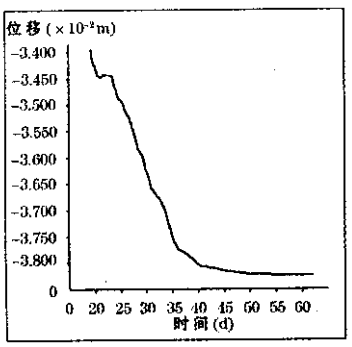


图 5 稳定状态围岩位移-时间曲线

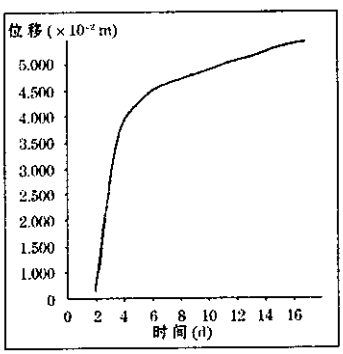


图 6 临界失稳状态围岩位移-时间曲线

5 结 论

(1) 实施 3 m 长度的 1 m×1 m 的短密锚杆进行初次支护后,巷道变形得到控制和稳定性得到提高。但如果不进行二次支护,巷道变形发展仍较快。

(2) 如果不进行二次支护,巷道稳定时间约为 26 d,最大塑性区范围约为 6 m。

(3) 在确保初期支护质量的前提下,二次支护时间不得超过 20 d,否则,巷道稳定性难以稳定。

表 5 三种支护方案安全系数

围岩分类	锚索支护方案		安全系数 Fs		
RMR	长度(m)	预应力(t)	$\beta=1.0$	$\beta=1.2$	$\beta=1.4$
	5	14	1.16	1.12	1.08
40	6	17	1.28	1.22	1.17
	7	20	1.33	1.26	1.21
	5	14	1.07	1.05	1.02
35	6	17	1.22	1.16	1.12
	7	20	1.25	1.20	1.17
	5	14	1.02	1.00	0.96
30	6	17	1.17	1.10	1.05
	7	20	1.22	1.15	1.11

(4) 比较 3 种长锚索支护方案,在不考虑采动影响的情况下,对于 $RMR=40$ 的围岩,6 m 长锚索方案,安全系数为 1.28。这是可以接受的。因此,采用 6 m 长锚索的第二支护方案是可行的。若考虑到采动影响,或 RMR 值降低,应根据情况提高相应支护等级。

参考文献:

[1] 把多恒,王永才. 金川镍矿 1#矿体稳定性问题[J]. 岩石力学与工程学报,2003,22(增 2):2607~2614.

[2] 刘同有,金铭良. 中国镍钴矿山现代化开采技术[M]. 北京:冶金工业出版社,1995.

[3] 甘肃省地质矿产局第六地质队. 白家咀子硫化铜镍矿床地质[M]. 北京:地质出版社,1984.

(收稿日期:20047-11-19)