

文章编号:0253-9993(2013)04-0587-08

深部断层破碎带竖井围岩与支护系统稳定性分析

孙 闯,张向东,张建俊

(辽宁工程技术大学 土木与交通学院,辽宁 阜新 123000)

摘 要:将收敛-约束法应用于煤矿竖井支护结构稳定性分析当中,通过现场勘察与数值模拟手段,采用 Hoek-Brown 准则计算得出竖井围岩特征曲线与纵剖面变形曲线,结合现场采用的支护结构参数,绘制出支护结构特征曲线,分析围岩-支护相互作用关系,揭示该竖井支护结构破坏机理。引入高强预应力锚索进行高阻让压的思想,通过建立三维数值模型计算出围岩-支护相互作用关系曲线,确定合理的围岩位移释放量,指导混凝土二次支护时机。研究表明:Hoek-Brown 模型计算结果与现场实际情况相符,收敛-约束法能够直观地评价支护系统的稳定性,提出的设计方案在现场实际应用中取得了理想的效果。

关键词:竖井;支护系统;收敛-约束法;Hoek-Brown 准则;高阻让压

中图分类号:TD322;TD353 **文献标志码:**A

Stability analysis of vertical shaft surrounding rock and supporting system in deep fault fracture

SUN Chuang, ZHANG Xiang-dong, ZHANG Jian-jun

(School of Civil Engineering and Transportation, Liaoning Technology University, Fuxin 123000, China)

Abstract: The Convergence-Constraint method was applied to the stability analysis of shaft supporting structure in Coal Mine. Through the investigation and numerical simulation method, it was calculated the ground reaction curves and longitudinal deformation profile by Hoek-Brown criterion. Combined with the parameters of supporting structural, drawing the support characteristic curves, analysis of the interaction in surrounding rock and supporting structure, the failure mechanism of supporting structure in the shaft was revealed. Introducing the idea of high strength prestressed anchor for high resistance before pressure allowing, through the establishment of three-dimensional numerical model to calculate the interaction curves in surrounding rock and support structure, a reasonable release amount of rock displacement was determined to guide the secondary support retaining of time. The results show that the results of Hoek-Brown model is in consistent with the actual situation, Convergence-Constraint method can more intuitively evaluate support system stability. The proposed design in the actual application achieved the desired effect.

Key words: vertical shaft; supporting system; Convergence-Constraint method; Hoek-Brown criterion; high resistance before pressure allowing

随着我国工业生产的迅猛发展,能源需求量不断增加,浅部资源日益减少,许多矿区都相继开采深部资源^[1]。由于深部岩体处于复杂、高应力的工程地质环境,使深部岩体表现出的力学特性与浅部开采相比往往具有很大的差异^[2]。针对深部开采的现实必

要性,国内外许多学者对深部巷道围岩稳定性控制理论与支护技术问题进行了大量研究^[3-5],提出了许多深部围岩支护理论与支护设计方法。

在竖井井壁支护设计中,也有学者^[6-8]对井壁厚度的设计方法及支护系统稳定性进行研究,但在深埋竖

井施工中,支护系统稳定性受到地质构造条件复杂多变的影响,这类围岩的非线性力学行为复杂,构造应力突出,导致围岩变形量大,对支护系统的破坏力强,给支护设计带来很大的困难^[9]。龙煤集团鹤岗乌山煤矿便遇到此类问题,由于采深已超过千米,副井施工中遇到断层破碎带,构造应力复杂,支护结构遭到严重破坏,采用多种支护方案都没有达到理想效果,使施工进度一度停滞,不仅影响了煤矿的生产进度,也大幅增加了煤矿生产的前期投入。可见,深部高应力断层破碎带竖井支护结构设计与支护系统稳定性评价是深部开采面临的新问题。

本文在已有研究成果的基础上,采用工程地质调查及数值模拟等手段,对乌山煤矿深部竖井井壁变形破坏机制进行研究,将收敛-约束法应用到竖井支护结构设计当中,对支护系统的稳定性进行评价分析,提出了合理的支护方案,在现场应用当中,取得了理想的效果。

1 收敛-约束法

收敛-约束法设计计算的主要目的是通过了解岩体开挖后围岩-支护相互作用关系,掌握围岩与支护系统的各项应力与位移的变化规律,从而设计出最优支护系统^[10-12]。收敛-约束法主要包括 3 部分:纵剖面变形曲线(Longitudinal Deformation Profile, LDP),它反映了围岩变形量与工作面距离之间的关系;支护特征曲线(Support Characteristic Curve, SCC),它反映了支护系统的应力-应变关系;以及围岩特征曲线(Ground Reaction Curve, GRC)。

在竖井开挖与支护过程中,支护结构通常布置在距离工作面 L 处,如图 1 中 a 时刻,由于工作面的约束效应有所减弱,围岩释放一部分应力,使围岩产生前期变形量 u_{in} ,当不考虑围岩变形时间效应时,此阶段应力调整结束后施加支护结构,围岩作用在断面 $A-A'$ 支护结构上的荷载 $p_a=0$,如果没有开挖面提供的这种约束力,则需要一个内支撑压力 p_i 使围岩变形量限制在相同的位移值 u_{in} 。随着工作面继续向下推进,如图 1 中 b 时刻,工作面对断面 $A-A'$ 的空间约束限制大为减弱,此时围岩与支护结构共同变形,作用在支护结构上的荷载逐渐增大为 p_b 。当工作面推进至对 $A-A'$ 断面不具有约束限制的位置时,如图 1 中 c 时刻, $A-A'$ 断面支护结构与围岩达到平衡,围岩位移为 u_{eq} ,支护结构承受的最终压力为 p_{eq} 。

试以洞周围岩位移 u 为横坐标,作用于支护结构上的围岩压力 p_i (是指一种等效于工作面约束力的虚拟支撑力)为纵坐标,绘出表示二者关系的曲线,该

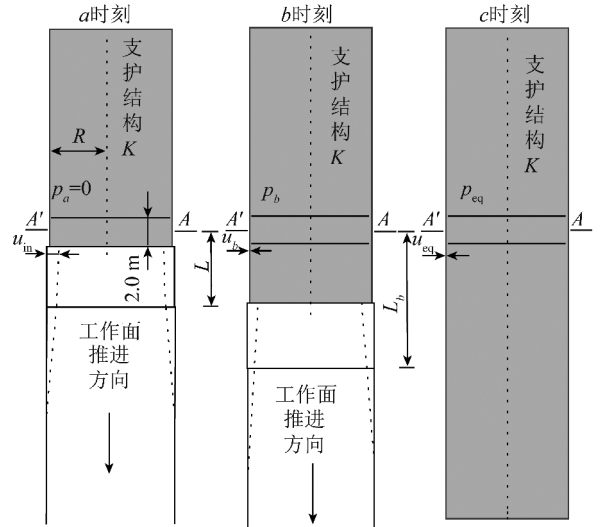


图 1 竖井开挖过程中的应力释放

Fig. 1 Stress release process in shaft excavation

曲线称为“围岩特征曲线”^[13],如图 2 所示,支护特征曲线的支护压力可表示为

$$p = Ku \tag{1}$$

其中, K 为支护刚度系数,即支护特征曲线的斜率。当 $u_{in} < u < u_{el}$ 时,支护结构为弹性阶段;当 $u_{el} < u < u_{max}$ 时,支护结构处于屈服阶段,此时 $K=0$;当 $u > u_{max}$ 时,支护系统破坏。

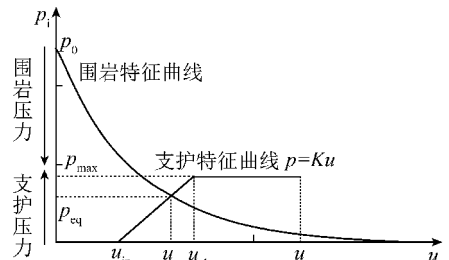


图 2 围岩与支护结构特征曲线

Fig. 2 Characteristics curves of wall rock and supporting structure

其中,对于锚杆(索)支护:

$$\left\{ \begin{aligned} K_{bol} &= \frac{1}{S_c S_1 \left(\frac{4L_{bol}}{\pi \phi^2 E_{bol}} + Q \right)} \\ p_{max, bol} &= \frac{T_{max}}{S_c S_1} \end{aligned} \right. \tag{2}$$

式中, K_{bol} 为锚杆支护刚度; $p_{max, bol}$ 为锚杆系统最大承载力; E_{bol} 为锚杆材料弹性模量; S_c, S_1 分别为锚杆的间、排距; L_{bol} 为锚杆自由端长度; ϕ 为锚杆直径; T_{max} 为锚杆抗拉拔力; Q 为与锚杆体、垫板、锚头等受力变形特征有关的常数。

对于混凝土支护:

$$\left\{ \begin{aligned} K_{\text{shot}} &= \frac{E_{\text{con}}}{(1 + \nu_{\text{con}})} \frac{[R^2 - (R - t_{\text{shot}})^2]}{(1 - 2\nu_{\text{con}})R^2 + (R - t_{\text{shot}})^2} \frac{1}{R} \\ p_{\text{max,shot}} &= \frac{1}{2} \sigma_c \left[1 - \frac{(R - t_{\text{shot}})^2}{R^2} \right] \end{aligned} \right. \quad (3)$$

式中, K_{shot} 为混凝土支护刚度; $p_{\text{max,shot}}$ 为混凝土结构最大承载力; t_{shot} 为喷混凝土厚度; $E_{\text{con}}, \nu_{\text{con}}$ 分别为喷混凝土的弹性模量和泊松比; R 为圆形巷道开挖半径。

对于钢支架支护:

$$\left\{ \begin{aligned} K_{\text{set}} &= \frac{E_{\text{set}} A_{\text{set}}}{d(R - h_{\text{set}}/2)^2} \\ p_{\text{max,set}} &= \frac{\sigma_{\text{set}} A_{\text{set}}}{(R - h_{\text{set}}/2)d} \end{aligned} \right. \quad (4)$$

式中, K_{set} 为钢拱支护的刚度; $p_{\text{max,set}}$ 为钢支架最大承载力; E_{set} 为钢拱材料的弹性模量; d 为棚距; A_{set} 为钢拱的横截面面积; σ_{set} 为钢材的屈服强度; h_{set} 为钢拱架横截面高度。

围岩特征曲线就是表示与工作面约束力等效的围岩内支撑力 p_i 和围岩位移 u 之间的关系曲线, 而确定围岩前期变形量的关键就是纵剖面变形曲线的构建, 纵剖面变形曲线与围岩特征曲线可以由 Hoek 等^[14] 提出的方法得到, 也可以通过建立三维数值模型计算得到^[15-17]。Oreste^[18] 对支护结构特征曲线的确定方法作了详细的介绍。

基于 Hoek-Brown 屈服准则, 通过建立三维数值模型, 获得竖井围岩特征曲线与纵剖面变形曲线, 结合现场采用的支护结构参数, 绘制出不同支护结构的特征曲线, 评价支护方案的可靠性, 并提出合理支护方案。本文计算中, 没有考虑温度效应及渗流力对围岩变形的影响。

2 工程条件分析

2.1 工程概况

鸟山煤矿井田区内自下而上有前古生界变质系上统城子河组 (K1c)、穆棱组 (K1m)、东山组 (K1ds)、猴石沟组 (K1-2h), 以及第三系和第四系地层。由于受到褶曲和大的断层控制, 使该区中部和深部断层增多, 构造复杂, 经查明, 落差大于 30 m 的断层 23 条, 落差大于 100 m 的断层 13 条。

鸟山煤矿副井最终水平为 -700 m, 井口水平标高为 350 m。副井开挖半径为 4.5 m, 在 -600 ~ -700 m 水平区段穿过大断层破碎区, 构造活动复杂, 围岩主要为泥岩和薄层状泥质砂岩, 易风化剥落, 遇

水易膨胀、软化。通过现场对 -400 m 水平以下岩体进行原位地应力测试, 该矿区地应力分布特点以水平主应力为主导, 最大水平主应力 σ_H 与垂直主应力 σ_v 的平均比值在 1.4 左右, 最大水平主应力 σ_H 与最小水平主应力 σ_h 的比值在 1.2 左右, 其中 σ_H 与 σ_h 随深度近似成线性增长的关系。-600 m 水平地应力测试结果见表 1, 其中 α_H 为最大水平主应力方位角。

表 1 -600 m 水平副井工作面地应力测试结果

Table 1 Ground stress test results in -600 m level of the shaft face

| 测点深度/m | σ_H /MPa | σ_h /MPa | σ_v /MPa | $\alpha_H/(^\circ)$ |
|--------|-----------------|-----------------|-----------------|---------------------|
| 21 | 35.23 | 28.22 | 25.61 | 85 |
| 24 | 35.30 | 28.26 | 25.82 | 83 |

现场开挖段高为 3.8 m, 初始设计主要采用锚杆与井圈进行初次支护, 然后进行浇筑混凝土二次支护, 其中浇筑混凝土厚度 $t=600$ mm, 锚杆长度为 $L=2.5$ m, 间排距为 0.9 m \times 1.0 m, 井圈采用 28 号 a 型槽钢, 棚距 1.5 m, 工艺流程如图 3 所示。

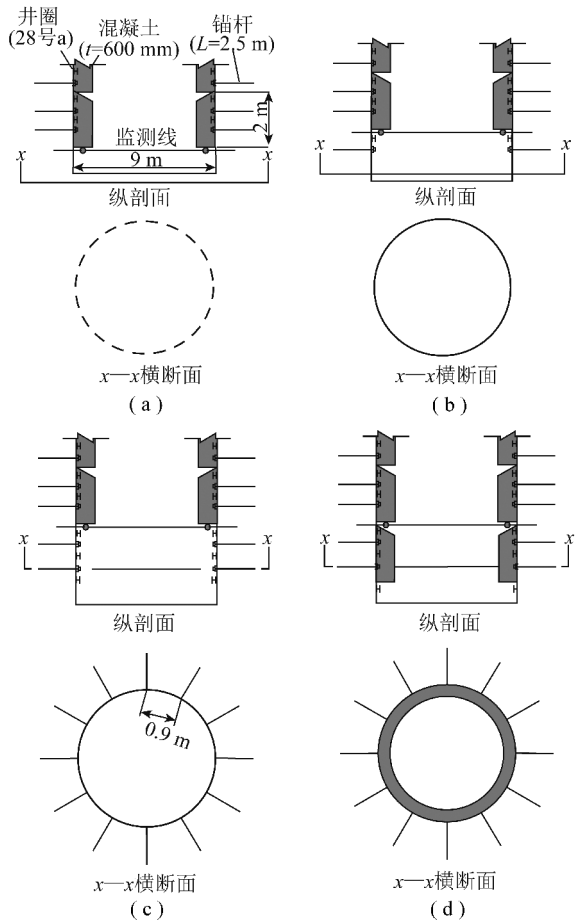


图 3 竖井井筒开挖与支护工艺流程

Fig. 3 Vertical shaft excavation and supporting process

2.2 井壁破坏状况及原因分析

通过对现场井壁破坏情况的观察,随着埋深的增加,井壁的破坏情况有所不同,主要分为3种临界深度,其中,第1临界深度为500~700 m,井壁破坏形式主要是壁内缘混凝土出现小面积脱落,如图4(a)所示,但破坏部位没有继续扩展,现场主要采用复喷的方式进行修复。第2临界深度为700~850 m,此区间井壁破坏形式是壁内缘部分混凝土脱落,破坏部位有向四周结构扩展及向外缘扩展的趋势,现场主要将局部破坏部位剔除后补打高强锚索,并进行复喷加固,修复后支护结构稳定,没有出现类似破坏情况。第3临界深度为850~950 m,此区间支护结构破坏严重,破坏部位迅速向外缘及四周扩展,导致整个支护系统失去支撑能力,现场将混凝土厚度增加至800 mm,但是施工中仍出现严重破坏情况,致使现场采用沙土将开挖部分回填至破坏位置,施工一度停滞。



(a) 第1临界深度破坏情况



(b) 第2临界深度破坏情况



(c) 第3临界深度破坏情况

图4 井筒破坏状况

Fig. 4 Damage condition of shaft

通过对现场破坏情况、支护和地质调查分析,造成深部井筒破坏的主要原因有以下几个方面:

(1)高地应力与恶劣地质条件是导致支护结构破坏的主要原因。

(2)围岩强度低,自承能力差,开挖段高过大,高刚度支护结构太靠近工作面,致使围岩应力没有释放空间,导致支护结构强度不能满足支护要求而破坏。

(3)在开挖支护过程中,没能及时对暴露的围岩进行封闭,导致围岩遇水膨胀软化,锚杆失去支护效果。

3 数值计算模型

3.1 模型材料参数的选取

许多现场经验表明,岩石材料的强度变化并不是线性的,而是非线性的屈服破坏,所以,Hoek-Brown屈服准则被越来越多的应用在实际工程当中。袁亮等^[19]结合修正的Hoek-Brown屈服准则及岩石力学试验等,通过对现场各种条件下的围岩进行稳定性分析,提出了深部煤矿围岩Mohr-Coulomb模型参数的取值建议,给类似的工程提供了参考。

对于经典的Mohr-Coulomb弹塑性模型这里不作过多介绍,主要介绍Hoek-Brown准则的计算原理。Hoek和Brown基于Griffith的脆性断裂理论,通过室内岩石三轴试验及现场试验成果的统计分析,提出了Hoek-Brown屈服准则,经过不断的改进与修正,在2002年版中,将爆破损伤和应力释放对围岩强度的影响引入到岩体扰动系数 D 中,结合围岩地质强度指标GSI,对Hoek-Brown常数 m_b , s 和 a 进行修正,其表达式^[20]为

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (5)$$

式中, σ_1 , σ_3 分别为岩体破坏时的最大、最小主应力; σ_{ci} 为完整岩块的单轴抗压强度; m_b , s , a 均为岩体的Hoek-Brown常数,且 m_b 为Hoek-Brown常数 m_i (反映岩体软硬程度)的折算值,各参数可由式(6)表示

$$\begin{cases} m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right) \\ s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \\ a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}(e^{-GSI/15} - e^{-20/3}) \end{cases} \quad (6)$$

分别采用Hoek-Brown准则与Mohr-Coulomb准则进行对比分析,计算中,Hoek-Brown模型参数是根据现场的勘察与室内试验得到,GSI指标由Cai M等^[21]提出的方法确定。Mohr-Coulomb模型参数根据文献^[19]提出的建议取值。模型计算参数见表2,其中 E 为材料弹性模量。

表2 计算模型力学参数
Table 2 Mechanical parameters of model

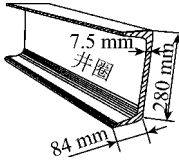

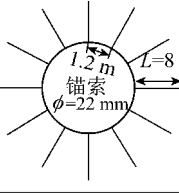
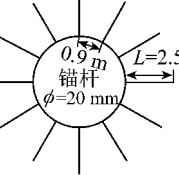
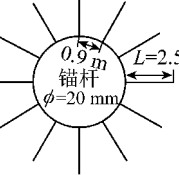
| $E/$ GPa | ν | $\gamma/$ ($\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$) | GSI | $\sigma_{ci}/$ MPa | m_i | m_b | s | D | $C/$ MPa | $\Phi/$ ($^\circ$) | $\Psi/$ ($^\circ$) | $p_v/$ MPa | $p_H/$ MPa | $p_h/$ MPa |
|-------------|-------|--|-------|-----------------------|-------|-------|--------------------|-----|-------------|-------------------------|-------------------------|---------------|---------------|---------------|
| 3 | 0.3 | 26 | 35 | 55 | 9 | 0.037 | 5×10^{-7} | 0 | 0.55 | 29 | 3 | 26 | 36 | 29 |

3.2 支护结构参数的确定

现场采用28号a型槽钢(棚距 $d=1.5\text{ m}$, $\sigma_{set}=350\text{ MPa}$)及锚杆(索)进行初期支护,随后采用C30混凝土进行浇筑,通过对现场支护结构破损情况分析,由于现场养护条件较差,混凝土在没有达到28d强度时就已经破坏,所以在计算中,取混凝土28d强度(30 MPa)的85%计算;锚杆抗拉拔力为200 kN,强力锚索极限拉拔力为600 kN;根据Oreste^[18]提出的方法计算得支护结构极限变形量,并通过式(2)~(4)计算得到支护结构特征曲线参数,见表3。

表3 支护结构特征曲线参数

Table 3 Parameters of supporting characteristics curve

| 支护类型 | $p_{max}/$ MPa | $K/$ ($\text{MPa} \cdot \text{m}^{-1}$) | $u_{max}/$ mm | $E/$ GPa |
|--|-------------------|--|------------------|-------------|
|  | 0.29 | 230 | 27 | 210 |
|  | | $t=600\text{ mm}$ | | 30 |
| | 2.48 | 994 | 25 | |
|  | | $t=800\text{ mm}$ | | 30 |
| | 3.05 | 1 102 | 26 | |
|  | 0.46 | 25 | 220 | 220 |
|  | 0.31 | 12 | 150 | 180 |

3.3 数值模型的建立

采用FLAC^{3D}软件进行数值模拟分析,计算模型结构尺寸如图5(a)所示,模型边界条件如图5(b), (c)所示,其中 p_v 为垂直主应力, p_H 为最大水平主

力, p_h 为最小水平主应力。开挖过程中取段高为2 m,共循环开挖30次。围岩特征曲线计算中,采用文献[17]提出的方法,即采用等效二维模型进行计算,如图5(c)所示,假设围岩应力 p_i 逐渐释放,每次释放量为原岩应力的2%,循环释放50次,并得到围岩压力与围岩位移之间的关系曲线。计算纵剖面变形曲线的目的是确定围岩前期位移量,所以计算中没有考虑支护结构的影响。

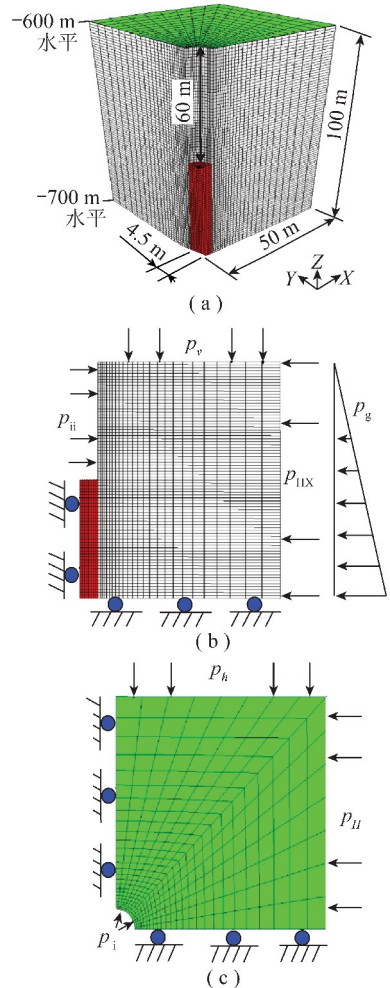


图5 数值模型

Fig. 5 Numerical model

4 计算结果分析

4.1 围岩特征曲线与纵剖面曲线

经计算,围岩特征曲线与纵剖面曲线分别如图6,7所示。由图6可知,采用Hoek-Brown模型计算

的围岩最终变形量要大于 Mohr-Coulomb 模型计算的变形量,由图 7 中纵剖面变形曲线可以看出,在两种模型的计算结果中,靠近工作面的围岩变形量较接近,而距工作面越远,两种模型的计算结果相差越大,但两种模型的纵剖面曲线都在距离工作面 45 m 左右趋于稳定,即工作面对此处的约束力影响已经消失。可见,支护结构距离工作面 45 m 左右时所承受的围岩压力最大,支护结构的极限承载能力要满足此处围岩压力才能确保支护系统的稳定性。

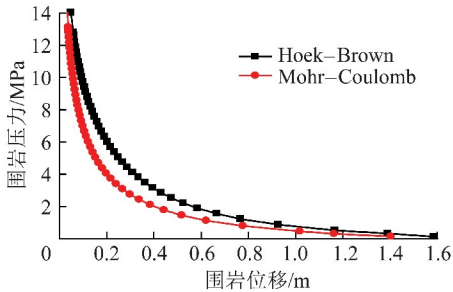


图 6 围岩特征曲线

Fig. 6 Ground response curves

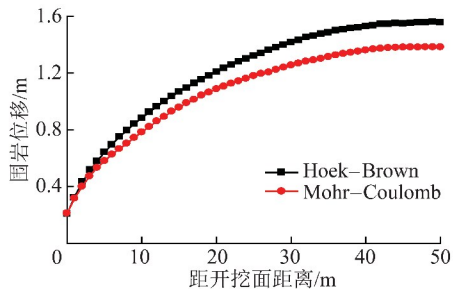


图 7 纵剖面变形曲线

Fig. 7 Longitudinal deformation profile

4.2 初始设计稳定性分析

在初始方案设计中,采用锚杆、井圈及 600 mm 厚混凝土进行加固,支护结构破坏后,将混凝土厚度增加到 800 mm 仍不能满足支护要求。经计算得出,在距离工作面 0.5 m 处布置支护结构的特征曲线如图 8 所示,由图可知,在采用 Hoek-Brown 模型计算的围岩特征曲线(GRC_{H-B})与两种方案的支护特征曲线没有交汇,表明两种支护方案都不能满足支护要求,这与现场的破坏情况相符。但是 Mohr-Coulomb 模型计算得到的围岩特征曲线(GRC_{M-C})与支护方案 2(混凝土厚度为 800 mm)的特征曲线交汇,并且支护结构处于弹性变形阶段,表明支护方案 2 能够满足支护要求,但是实际上支护结构却发生了较大的破坏。可见,采用 Mohr-Coulomb 模型计算的结果与现场实际情况存在一定的差异。

初始设计的两种方案破坏的主要原因就是支护强度不足,支护位置距离工作面太近,围岩应力没有

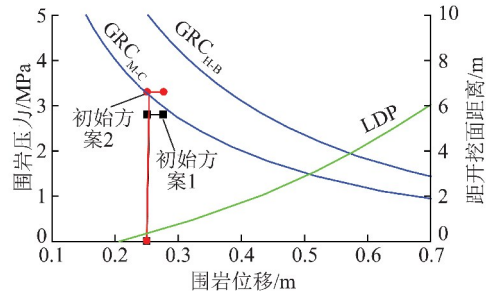


图 8 初始设计围岩-支护相互作用特征曲线

Fig. 8 Characteristics curves of surrounding rock and supporting structure in initial design

释放空间,如前文所述的竖井开挖应力释放过程(图 1),在刚刚架设支护结构时,由于工作面的约束作用,使围岩作用在支护结构上的压力很小,甚至为 0,但随着工作面继续向下进行,这种约束力越来越小,支护结构承受的围岩压力逐渐增大,当围岩与支护结构达到平衡之前,围岩作用在支护结构上的压力就已经超过了支护结构本身的极限承载力 p_{max} ,从而导致支护系统破坏。

4.3 支护结构优化设计与稳定性分析

在竖井开挖过程中,开挖卸载导致围岩侧压降低,脱离工作面约束力的围岩表面压力会降为 0,同时,应力向围岩深部调整,形成应力集中,在这种高地应力环境下,围岩卸压幅度达到 30 MPa 以上,塑性破坏区会随着应力释放过程而迅速扩展,导致围岩产生大变形破坏。改善或恢复这种应力状态的措施就是开挖后立即采用高强度支护结构进行加固,使围岩破裂扩展的程度减轻,提高围岩的自承能力,但是这种方法却需要支护结构具有非常高的承载能力,才能满足围岩的稳定性,这对被动支护方式提出了难以达到的要求。因此,在这种高地应力及恶劣地质条件下,还需通过加固手段来改变围岩的受力状态,这种加固手段通常是采用注浆加固配合锚杆支护或采用高强锚索进行加固支护。由于现场自然地质条件的影响,注浆效果不理想,于是采用了“高阻让压”的思想进行支护设计。

通过高强锚索进行让压支护的目的就是主动控制围岩的不连续变形,保持围岩的完整性,同时又能提供围岩连续变形的延伸率,使围岩内的部分应力得到释放,从而减少支护结构所承受的荷载。根据鹤岗矿区其他深部矿井的工程实践表明,高预应力锚索对于较坚硬且完整性较好的围岩支护效果很好,而针对断裂破碎带的围岩支护效果并不理想,其主要原因就是较破碎围岩在高应力环境下,围岩松动圈扩展范围大、速度快,致使锚固圈内围岩的整体性较差,文献

[22]也提出了当围岩位移量超过 200 mm 时,锚杆(索)支护系统便已经达到屈服状态,即支护系统已经达到了其极限深度,锚杆(索)可能会失效。如果在让压过程中过早的喷射或浇筑混凝土,支护系统就不能达到耦合的效果,即锚索没有充分发挥作用,相反,如果让压过度的话,会使围岩松动圈范围扩大,围岩位移量不断增加而导致锚索失效,围岩与支护结构更不能达到系统耦合。

根据现场的实际情况,仅采用高强预应力锚索来达到围岩的稳定是不现实的,采用高强锚索释放一定围岩压力,并在合理时机进行高强度、高刚度的二次支护,才能让围岩达到稳定。根据这种情况,现场改用长度 8 m、直径 22 mm 的高强锚索进行加固,锚固段长度为 3 m,预紧力为 150 kN,抗拉拔力为 600 kN。

通过以上分析,提出了两种改进方案,改进方案 1:锚索(间排距 1.2 m×1.2 m, $L=8$ m, $\phi=22$ mm)+井圈(28 号 a 槽钢)+浇筑混凝土($t=600$ mm);改进方案 2:同改进方案 1,浇筑混凝土厚度 $t=800$ mm。

通过对两种改进设计方案的计算,得出围岩-支护相互作用特征曲线如图 9 所示。从图中可以看出,采用高强锚索进行让压,当围岩位移量为 10 mm 时,支护结构虽然满足支护要求,但支护系统已经达到屈服状态,当围岩位移量为 15 mm 时进行二次支护,两种改进方案的特征曲线都能够满足支护要求,但是改进方案 1 的安全系数较低,若采用改进方案一进行施工,则需适当减小锚索间排距,使锚索能够提供更大的支护压力,从而降低混凝土结构所承受的荷载,提高支护系统的安全性。若采用改进方案 2 进行施工,则建议适当减少混凝土浇筑厚度,才能在保证支护系统稳定的基础上,节省材料费用。

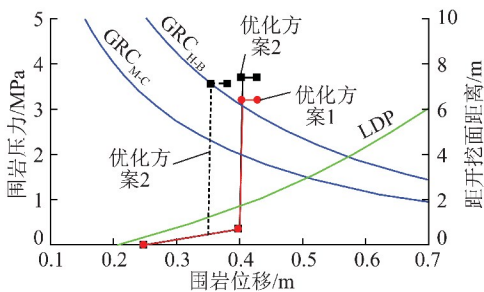


图9 优化设计围岩-支护相互作用特征曲线

Fig. 9 Characteristics curves of surrounding rock and supporting structure in the improve design

4.4 支护效果

在-600~-700 m 水平断层破碎带施工中,将开挖段高改为 2.0 m,剔除破损混凝土结构后,首先喷射 40~50 mm 厚混凝土,并采用预应力锚索进行初

次支护,其中锚索长度为 8 m,锚固段为 3 m,预紧力为 150 kN,锚索施作后加密监测频次,当围岩变形量达 150 mm 左右时,挂金属网并架设井圈,围岩较破碎部位采用木楔垫于围岩与井圈之间,间隔 6~8 h 后浇筑混凝土结构,厚度控制在 700~750 mm。通过现场观察,混凝土结构在养护期间出现几处局部破损情况,但破损面积较小,没有影响施工进度。通过一个多月的监测,围岩与支护结构变形基本稳定,此期间只有两次小面积的修复施工,之后没有出现破损情况,也说明了该断层破碎带的竖井支护取得了成功。

5 结 论

(1)采用 Hoek-Brown 屈服准则计算围岩特征曲线与纵剖面变形曲线,计算结果与现场实际情况较为接近,Hoek-Brown 屈服准则能够较为真实地反映深部破碎岩体的非线性力学特性。

(2)针对深部大断层破碎区竖井围岩支护问题,提高初期支护刚度、合理释放围岩应力是支护设计的关键,引入“高阻让压”的思想,结合围岩-支护相互关系曲线,对合理确定锚索长度及控制围岩位移释放量具有一定指导意义,现场应用取得了比较理想的效果。

(3)探索性的将收敛-约束法应用于深埋竖井支护结构设计及支护系统稳定性评价中,结合现场应用情况可以看出,收敛-约束法能够比较客观地反映围岩-支护相互作用关系,能够较为直观地评价支护系统的稳定性,并可以为类似矿山建设和开采设计提供参考。

参考文献:

- [1] 袁 亮. 深井巷道围岩控制理论及淮南矿区工程实践[M]. 北京:煤炭工业出版社,2006:20-21.
Yuan Liang. Control of surrounding strata in deep mine roadway and practice in Huainan area[M]. Beijing:China Coal Industry Publishing House,2006:20-21.
- [2] 牛双建,靖洪文,张忠宇,等. 深部软岩巷道围岩稳定控制技术及应用[J]. 煤炭学报,2011,36(6):914-920.
Niu Shuangjian, Jing Hongwen, Zhang Zhongyu, et al. Study on control technology of surrounding rocks in deep soft roadway and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(6):914-920.
- [3] 王卫军,彭 刚,黄 俊. 高应力极软破碎岩层巷道高强度耦合支护技术研究[J]. 煤炭学报,2011,22(2):223-229.
Wang Weijun, Peng Gang, Huang Jun. Research on high-strength coupling support technology of high stress extremely soft rock roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 22(2):223-229.
- [4] 孙淑娟,王 琳,张敦福,等. 深部巷道开挖过程中围岩体的时程响应分析[J]. 煤炭学报,2011,36(5):738-747.

- Sun Shujuan, Wang Lin, Zhang Dunfu, et al. Time-history response analysis of surrounding rock mass in process of excavating deep tunnel[J]. *Journal of China Coal Society*, 2011, 36(5): 738-747.
- [5] 康红普, 司林坡, 苏波. 煤岩体钻孔结构观测方法及应用[J]. *煤炭学报*, 2010, 35(12): 1949-1957.
- Kang Hongpu, Si Linpo, Su Bo. Borehole observation methods in coal and rock mass and their applications[J]. *Journal of China Coal Society*, 2010, 35(12): 1949-1957.
- [6] Tatiana Tobar, Mohamed A Meguid. Comparative evaluation of methods to determine the earth pressure distribution on cylindrical shafts: a review[J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2010, 25: 188-197.
- [7] 杨官涛, 李夕兵, 刘希灵. 竖井围岩-支护系统稳定性分析的最小安全系数法[J]. *煤炭学报*, 2009, 34(2): 175-180.
- Yang Guantao, Li Xibing, Liu Xiling. Minimum safety factor method for stability analysis of vertical shaft surrounding rock mass and supporting system[J]. *Journal of China Coal Society*, 2009, 34(2): 175-180.
- [8] 周晓敏, 陈建华, 罗晓青. 孔隙型含水基岩段竖井井壁厚度拟设计研究[J]. *煤炭学报*, 2009, 34(9): 1174-1179.
- Zhou Xiaomin, Chen Jianhua, Luo Xiaoqing. Research on the preliminary thickness design of shaft lining in porous rock aquifer[J]. *Journal of China Coal Society*, 2009, 34(9): 1174-1179.
- [9] Tetsuya Tokiwa, Kimikazu Tsusaka, Eiichi Ishii. Influence of a fault system on rock mass response to shaft excavation in soft sedimentary rock, Horonobe area, northern Japan[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2011, 48(4): 773-781.
- [10] Young-Jin Shin, Ki-Il Song. Interaction between tunnel supports and ground convergence-consideration of seepage forces[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2011, 48(3): 394-405.
- [11] Gunter G Gschwandtner. Input to the application of the convergence confinement method with time-dependent material behaviour of the support[J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2012, 27(1): 13-22.
- [12] 李煜舫, 林铭益. 三维有限元分析隧道开挖收敛损失与纵剖面变形曲线关系研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2008, 36(4): 258-266.
- Li Yuling, Lin Mingyi. Study on relationship between convergence loss and longitudinal deformation curve in tunnel excavation by using three-dimensional finite element analysis[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2008, 36(4): 258-266.
- [13] 孙钧. 岩石流变力学及其工程应用研究的若干进展[J]. *岩石力学与工程学报*, 2007, 26(6): 1081-1107.
- Sun Jun. Rock rheological mechanics and its advance in engineering applications[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2007, 26(6): 1081-1107.
- [14] Hoek E, Brown E T. *Underground excavations in rock* [M]. London: Institution of Mining and Metallurgy, 1980.
- [15] Basarir H, Genis M, Ozarslan A. The analysis of radial displacements occurring near the face of a circular opening in weak rock mass[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2010, 47(5): 771-783.
- [16] Gonza'lez-Nicieza C, A'lvarez-Vigil A E. Influence of the depth and shape of a tunnel in the application of the convergence-confinement method[J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2008, 23(1): 25-37.
- [17] 张传庆, 冯夏庭, 周辉, 等. 应力释放法在隧洞开挖模拟中若干问题的研究[J]. *岩土力学*, 2008, 29(5): 1174-1181.
- Zhang Chuanqing, Feng Xiating, Zhou Hui, et al. Study of some problems about application of stress release method to tunnel excavation simulation[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2008, 29(5): 1174-1181.
- [18] Oreste P P. Analysis of structural interaction in tunnels using the convergence-confinement approach[J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2003, 18(4): 347-363.
- [19] 袁亮, 薛俊华, 刘泉声, 等. 煤矿深部岩巷围岩控制理论与支护技术[J]. *煤炭学报*, 2011, 36(4): 535-544.
- Yuan Liang, Xue Junhua, Liu Quansheng, et al. Surrounding rock stability control theory and support technique in deep rock roadway for coal mine[J]. *Journal of China Coal Society*, 2011, 36(4): 535-544.
- [20] Hoek E, Carranza-Torres C, Corkum B. Hoek-Brown failure criterion(2002 edition) [A]. *Proceedings of NARMS-TAC 2002, Mining Innovation and Technology* [C]. Toronto: University of Toronto, 2002: 267-273.
- [21] Cai M, Kaisera P K, Unob H, et al. Estimation of rock mass deformation modulus and strength of jointed hard rock masses using the GSI system[J]. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 2004, 41: 3-19.
- [22] 修作量, 王兴库. 浅谈煤巷锚杆支护技术的现状与发展[J]. *煤矿开采*, 1996, 11(2): 3-5.
- Xiu Zuoliang, Wang Xingku. Status and development of bolting technology in coal tunnel[J]. *Coal Mining Technology*, 1996, 11(2): 3-5.