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。研究结果表明: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 applicated 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]。龙煤集团鹤岗鸟山 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,对鸟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_{en},支护结构承受的最终压力为 p_{en}。

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

$$= Ku \tag{1}$$

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



supporting structure

其中,对于锚杆(索)支护:

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*_e,*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:

$$\begin{cases} K_{\text{shot}} = \frac{E_{\text{con}}}{(1+v_{\text{con}})} \frac{\left[R^2 - (R-t_{\text{shot}})^2\right]}{(1-2v_{\text{con}})R^2 + (R-t_{\text{shot}})^2} \frac{1}{R} \\ p_{\text{max,shot}} = \frac{1}{2} \sigma_{\text{c}} \left[1 - \frac{(R-t_{\text{shot}})^2}{R^2}\right] \end{cases}$$

$$(3)$$

式中,K_{shot}为混凝土支护刚度;p_{max,shot}为混凝土结构 最大承载力;t_{shot}为喷混凝土厚度;E_{con},v_{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:

$$\begin{cases} K_{\text{set}} = \frac{E_{\text{set}}A_{\text{set}}}{d(R - h_{\text{set}}/2)^2} \\ p_{\text{max,set}} = \frac{\sigma_{\text{set}}A_{\text{set}}}{(R - h_{\text{set}}/2)d} \end{cases}$$
(4)

式中, K_{set} 为钢拱支护的刚度; $p_{max,set}$ 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_s 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	$\sigma_{\rm H}/{ m MPa}$	σ_h/MPa	$\sigma_v/{ m MPa}$	$\alpha_{H}/(\circ)$
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×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。



Fig. 3 Vertical shaft excavation and supporting process

2.2 井壁破损状况及原因分析

通过对现场井壁破坏情况的观察,随着埋深的增 加,井壁的破损情况有所不同,主要分为3种临界深 度,其中,第1临界深度为500~700m,井壁破损形 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 将局部破损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850~950m,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损情况,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。



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

$$\sigma_{1} = \sigma_{3} + \sigma_{ci} \left(m_{b} \frac{\sigma_{3}}{\sigma_{ci}} + s \right)^{a}$$
(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

$$\begin{cases}
m_{\rm b} = m_{\rm i} \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right) \\
\left\{s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \\
\left[a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3}\right)\right]
\end{cases}$$
(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 订异模型刀字参数 Table 2 Mechanical parameters of model														
E∕ GPa	υ	$\gamma/(kN \cdot m^{-3})$	GSI	$\sigma_{ m ci}/MPa$	m_{i}	$m_{ m b}$	\$	D	C∕ MPa	Φ/ (°)	Ψ⁄ (°)	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 $d=1.5 \text{ m}, \sigma_{sat}=$ 350 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28 d 强度时就已经破坏,所以在计算中,取混凝土28 d 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。

力,p_b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pi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

Y



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_x 为垂直主应力, p_H 为最大水平主应

计算结果分析 4

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

777

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







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





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,φ=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8m,锚固段为3m,预紧力 为150kN,锚索施作后加密监测频次,当围岩变形量 达150mm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6~8h 后浇筑混凝土结构,厚度控制在700~750mm。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研究及应用[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 indeep 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订 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-IlSong. 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] 李煜舲,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 an 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.