

自然崩落法断层作用下巷道开挖稳定性分析

Stability Analysis of Tunnel Excavation under the Action of Fault in Natural Caving Method

王欢, 朱俊宁, 何翔, 游锋(金诚信矿业管理股份有限公司, 云南迪庆 674400)

摘要:普朗铜矿采用自然崩落法开采,在三条断层带相互交织影响下,其底部结构发生了变形破坏。探孔数据表明断层下开挖巷道围岩已被破坏,破坏位置一般存在于巷道表面2.5 m、8 m;通过数值模拟可知,巷道应力集中发生在断层与巷道交汇处,而该处也是变形破坏主要区域。根据应力集中及巷道破坏特点,对聚矿道采用单层锚网喷支护,出矿进路采用双层锚网喷+长锚索支护,眉线位置增加钢拱架支护;对应的拉底穿脉断层位置进行支护试验,取得一定效果。该支护方式对地压治理效果显著,研究结果可为同类矿山提供参考。

关键词:自然崩落法;断层;巷道开挖;数值模拟;稳定性

中图分类号: TD322 **文献标志码:** A **文章编号:** 1672-609X(2023)01-0010-06

Abstract: Pulang Copper mine is mined by natural caving method. Under the influence of three fault zones interweaving, the bottom structure of Pulang copper mine is deformed and destroyed. The exploration data show that the surrounding rock of the excavation roadway under the fault has been damaged, and the failure location is generally 2.5 m and 8 m on the roadway surface. It can be known by numerical simulation that the stress concentration of roadway occurs at the intersection of fault and roadway, which is also the main area of deformation and failure. According to the characteristics of stress concentration and roadway failure, the single-layer spray anchor net support is adopted for mine gathering tunnel, the double-layer spray anchor net + long anchor cable support is adopted for mine exit approach, and steel arch support is added at the eyebrow line position. The support test is carried out at the corresponding fault location of pull-down perforating vein, and certain results are obtained. The method has remarkable effect on ground pressure control, and the research results can provide reference for similar mines.

Key words: natural caving; faultage; tunnel excavation; numerical simulation; stability

1 前言

普朗铜矿位于云南省迪庆藏族自治州香格里拉县的北东部,主要采用自然崩落法开采,目前主要工程为首采区域工程,工程包括3720 m出矿水平和3736 m拉底水平,3720 m水平布置13条穿脉(东S1~S9出矿穿脉,西N1~N4出矿穿脉),3736 m水平对应布置24条拉底穿脉。首采区南部为多断层交汇区域,岩体整体破碎,稳定性较差。断层相互交错,导致矿体崩落朝着软弱夹层,特别是断层部位持续发展,地表塌陷位置发生偏移,相应矿体错断。在生产过程中S3、S4、S5三条出矿穿脉出现不同程度的地压显现,甚至发生垮塌,其中S3穿脉垮塌区域为E26~E32(40 m);S4垮塌区域为E6~E10(24

m),S5垮塌区域为W2~E4(70 m)。3736 m水平对应拉底穿脉也出现不同程度的变形破坏。

目前国内自然崩落法矿山经验不足,巷道变形垮塌区处理是薄弱环节^[1]。巷道破坏原因靠现场观察分析,巷道支护只能结合现场试验及数值模拟进行试探性的研究。因此,针对普朗铜矿首采区现场观察,结合数值模拟分析,制定出垮塌区支护方案并取得显著效果。

2 巷道破坏机理分析

2.1 探孔分析

根据垮塌区的错断面锚杆、锚索可知,部分托盘、锚具被破坏,顶板及边帮长锚索($L=8$ m)、螺纹钢锚杆($L=2.25$ m)未破坏,已失效。因此可以判断,围岩应力范围在8 m以外,或围岩应力小于锚杆、锚索的抗拉强度。

为了探明围岩应力破坏范围,在垮塌区附近布置了4个探孔,设计孔深10~15 m。在探孔施

[作者简介] 王欢(1989—),男,陕西商洛人,硕士研究生,工程师,主要从事金属矿山开采等方面工作。

[引用格式] 王欢,朱俊宁,何翔,等.自然崩落法断层作用下巷道开挖稳定性分析[J].中国矿山工程,2023,52(1):10-15+34.

工过程中发现只能打到 8 ~ 10 m, 孔底岩石较破碎, 打完后孔底立刻变形。使用探孔仪进行探测, 探测结果如图 1 所示, 由图可知围岩破碎情况: 巷道表面特别破碎, 2.3 ~ 2.5 m 范围较破碎, 3 ~ 5 m 岩石较完整, 6 ~ 8 m 岩石较破碎。因此判断锚杆、锚索失效原因锚固长度在塑性范围内, 即应力范围大于 8 m。

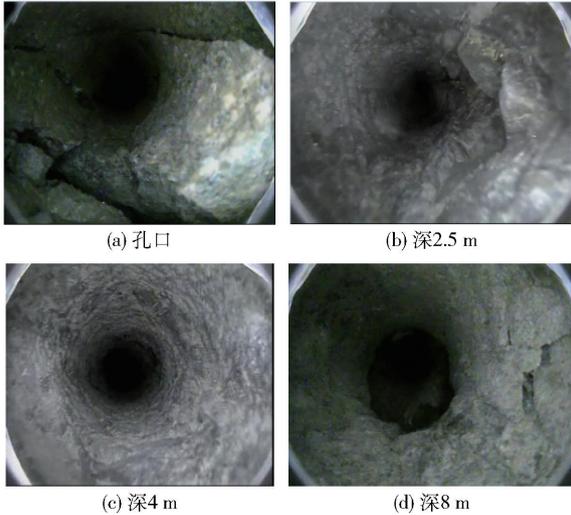


图 1 探孔映像图

2.2 巷道破坏机理

普朗铜矿已探明三条断层带 F_{I-1} 、 F_{II} 、 F_{III} 相互交错, 导致矿体崩落朝着软弱夹层, 特别是断层部位持续发展, 地表塌陷位置发生偏移, 相应矿体错断。其中 F_{I-1} 断层的穿插使 F_{II} 、 F_{III} 断层带更加破碎, 围岩稳定性差, 断层分布如图 2 所示。S3、S4、S5 穿脉出现垮塌变形主要受断层切割的“三角矿体”影响, 由于“三角矿体”斜插在 S4、S5 西沿, 其作用于穿脉顶板导致应力集中, 从而造成了巷道失稳。

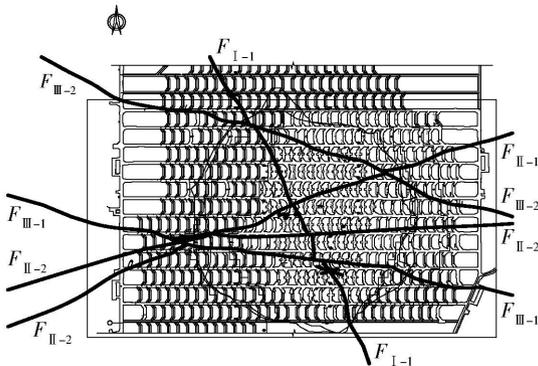


图 2 普朗铜矿首采区域断层带分布图

拉底推进线附近(前后 20 m)巷道开挖后围岩承受的高应力突出。在拉底推进线附近, 围岩承受

的应力尤为突出, 通常在底部结构表现出混凝土开裂现象^[2]。断层错断发生倾斜冲击力及轴向应力集中, 底部结构压力持续增加, 出矿水平巷道顶帮出现不同程度的贯穿裂隙及错断破坏, 并有持续扩张坍塌的趋势, 严重影响了底部结构的稳定性^[3]。地应力在通过断层时被割断, 即在周围形成应力集中, 断层和巷道双重产生的次生应力场相互叠加, 作用于巷道、硐室等周围, 形成压力、拉底和剪切力的重合作用, 对底部结构产生威胁^[4-5]。

3 断层应力分布的数值模拟研究

3.1 几何模型

FLAC^{3D} 适用于岩土工程和采矿工程的力学分析, 内置丰富的弹塑性材料本构模型, 有静力、动力、蠕变等计算模式, 各种模式间可以相互耦合, 以模拟各种复杂的工程力学行为。FLAC^{3D} 采用“混合离散法”来模拟材料的弹性破坏和塑性流动, 比有限元更为准确、合理, 因此采用 FLAC^{3D} 对断层下巷道开挖进行模拟。

普朗铜矿矿山开采水平为 3 720 m 水平, 分段高度为 60 m, 矿块厚度约 500 m, 上覆岩层高度 300 m, 认为是拉底爆破后形成的松散矿体, 采用 FLAC 三维模型, 模型宽度取实际矿体的 1/20, 模型高度包括分段高度和拉底巷道高, 因此模型尺寸为 60 m × 25 m × 70 m。上覆岩层容重取平均值 $\gamma = 2.68 \text{ t/m}^3$, 则模型顶部的自重应力 $\sigma = 26.26 \text{ kN/m}^3$ 。FLAC^{3D} 模型如图 3 所示。

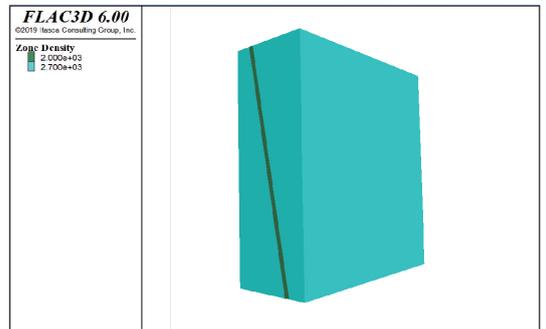


图 3 断层矿体模型图

由于主要变形巷道为 S3 ~ S5 出矿穿脉, 而 S5 穿脉主要被 F_{II} 断层切割, 因此模拟环境缩小至 S5 出矿穿脉垮塌区。主要研究对象为出矿进路、聚矿道。出矿进路掘进断面为 4.6 m × 4.2 m, 聚矿道掘进断面为 4.4 m × 3.95 m, 出矿进路长 7.36 m, 聚矿道长 14.35 m。

在长期的地质构造运动中, 岩体中会出现各

种不同的地质构造形态,宏观上包括断层、褶曲、溶洞、塌落区等,开采范围内的断层等破碎带对开采活动具有显著的影响。微观上矿岩内形成的节理裂隙将岩体分割为不连续的岩块,其空间分布形态和规模直接影响岩体工程的稳定状态。岩石及岩体物理力学性质及力学参数是直接反映岩石形态的基本参数,是地下岩石工程开挖和维护的重要依据。

矿区主要出露三叠系中统尼汝组二段(Tn2)、三叠系上统图姆沟组(T3t),次有第四系(Q)。尼汝组二段为一套碳酸盐岩;图姆沟组总体属火山—碎屑岩建造,根据岩性组合特征又分为图姆沟组一段(T3t1)、图姆沟组二段第一层(T3t2—1)、图姆沟组二段第二层(T3t2—2)。分布于矿区西部,F1断裂以西地段,向南被斑(玢)岩体侵位、破坏而出露不全。分布于矿区南西角,与图姆沟组地层呈断层接触。断层采用1.5 m软弱带模拟,落差1 m,倾角70°。矿石围岩主要为石英二长斑岩、闪光玢岩、大理岩、角岩,平均块体密度为2.7 g/cm³,平均抗拉强度1.09 MPa,平均内摩擦角为27.8°。岩石力学参数见表1。

表1 岩石力学参数

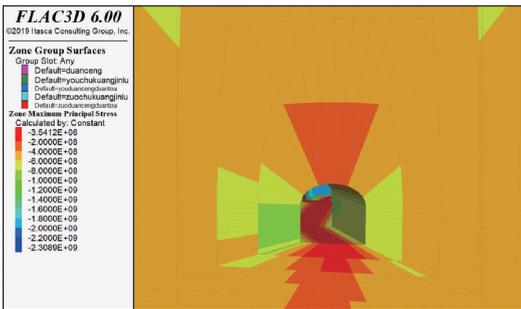
名称	密度 ρ / g·cm ⁻³	单轴抗拉 强度/MPa	弹性模 量/GPa	黏聚力 c /MPa	内摩擦 角/(°)	泊松 比
围岩	2.7	1.06	4.5	0.88	27.8	0.25
断层	2.1	0.02	1	0.2	18	0.45

3.2 数值模拟计算及分析

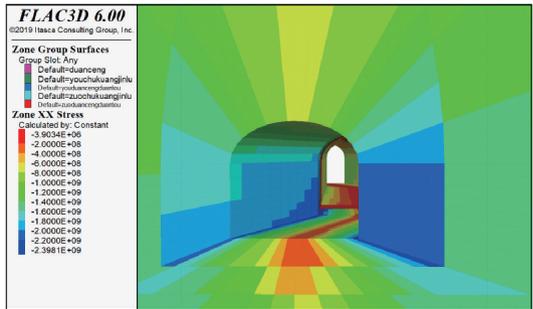
通过巷道开挖、迭代、平衡计算等步骤,对模型应力状态结果进行分析,为了达到直观显示效果,对模型进行剖面处理,模拟结果如图4至图7所示。本节主要针对矿山首采区模拟拉底作业与模拟开采对采场底部结构的影响研究,通过不同阶段模型的应力、应变变化结果,分析采场底部结构稳定性。

1) 最大主应力

在围岩自重应力作用下进行计算,上盘出矿进路的最大应力为12 MPa,下盘的最大应力为23 MPa,应力集中在巷道的边墙,底板应力最小;聚矿道的最大应力为6~8 MPa,应力集中在断层与聚矿道交叉位置。整体来看,最大主应力随着底部结构的形成,应力重分布范围扩大,结构复杂区域应力值增大。最大主应力云图如图4所示。

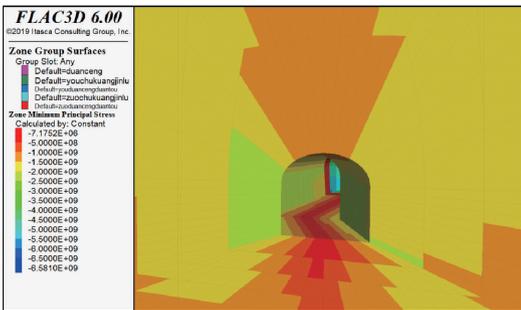


(a) 上盘最大主应力云图

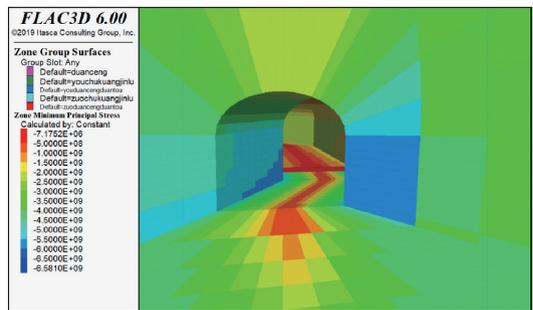


(b) 下盘最大主应力云图

图4 最大主应力云图



(a) 上盘最小主应力云图



(b) 下盘最小主应力云图

图5 最小主应力云图

2) 最小主应力

通过模拟结果可知,上盘出矿进路的最小主应

力为7.17 MPa,下盘出矿进路的最小主应力为5 MPa,聚矿道的最小主应力为7.17 MPa。拉底形成,

空区顶板与桃形体应力释放出现受拉区域,空区顶板暴露面积大,顶板中部会产生拉应力,桃形体顶部受拉主要原因是桃形体顶部由于应力重分布,产生应力释放,但拉应力较小,聚矿槽拉开,底部结构形成,受拉面积与拉应力值略微增大,整体底部结构不会出现较大受拉破坏。最小主应力云图如图 5 所示。

3) 位移分析

随着计算迭代,出矿进路、聚矿道四周均出现不



同程度的位移变化。首先,两边的出矿进路发生的位移较小,在 0 ~ 10 mm,该区域围岩较完整,变形较小;其次,聚矿道发生的位移相对出矿进路较大,位移在 2.5 ~ 17.5 mm,该区域已被断层切割,围岩较破碎;聚矿道与断层交岔位置位移最大,最大位移达到 41.1 mm。出矿进路及聚矿道在 x, y 方向上未发生位移,在 z 方向上发生的最大位移在断层与聚矿道交汇位置。位移云图如图 6 所示。



图 6 位移云图

4) 塑性变形

图中 tension-p 表示迭代计算中曾经发生拉伸变形, tension-n 表示正在发生拉伸破坏, shear-p 表示迭代计算中曾经发生剪切变形, shear-n 表示正在发生剪切破坏。出矿进路未发生明显的塑性变形,但聚矿道发生的塑性变形较明显,主要发生在聚矿道顶底板。塑性云图如图 7 所示。弹塑性变形区域主要集中在聚矿槽之间间柱和出矿进路,这些位置是受水平最大主应力作用区域,聚矿槽间柱稳定性差,易发生变形破坏。由此可见,出矿进路需要加强支护,尤其眉线附近巷道不仅地应力大,生产中会受到崩落矿石的撞击与磨损。



图 7 塑性区云图

自然崩落法的底部结构形成对生产的连续性和效率是至关重要的,出矿水平和拉底水平巷道中的诱导应力受工程地质条件所决定,直接影响底部结

构形状、巷道的尺寸及支护加固等方面。通过数值模拟方法分析底部结构形成过程,得出岩体的地应力变化,分析结果如下:

- (1) 应力、应变在岩体可承受范围内,未出现较大规模的破坏,自然崩落法底部结构整体稳定性较好。
- (2) 由应力与位移云图分析可知,最大主应力方向影响整体底部结构稳定性。
- (3) 出矿水平三岔口与放矿漏斗眉线处巷道为主要高应力不稳定区,可能出现巷道变形或顶板冒落等危险,需进行支护和加固处理。

通过模拟结果可知,在围岩自重作用下,巷道出现应力集中的区域为下盘出矿进路边墙以及断层与聚矿道交叉位置,由于断层影响造成围岩不稳定,该位置也是位移发生最大位置,弹塑性变形区域也主要发生在该区域。因此,需要增加断层与聚矿道交叉位置、出矿进路边墙的支护强度。虽然基建期已对出矿进路采用双层锚网喷 + 长锚索支护,聚矿道与出矿进路交接位置采用钢拱架支护,但是在出矿生产期,由于大量出矿使围岩应力不断发生变化,导致该区域的支护体不能支撑围岩压力,因此需要再增加支护手段。另外 3 736 m 拉底水平的稳定性也对 3 720 m 出矿水平造成一定影响,若 3 736 m 水平矿柱出现破坏,则将增加底部结构承载压力,因此在考虑对底部结构加强支护的同时,还要考虑对拉底水平加强支护。

4 垮塌区支护方式

4.1 出矿进路支护方式

基建时期对穿脉进行双层锚网喷支护,根据现场实际情况来看,双层锚网喷支护对破碎带作用不大,出矿进路未发生明显的变形破坏。由于原设计避免了在断层处开出矿进路,因此出矿结构薄弱区域在聚矿道;实际生产过程中发现,出矿进路掘进时巷道未出现明显变形破坏,但在施工聚矿道时,顶板经常垮塌较高。针对该情况支护方式从聚矿道及眉线两方面下手。

1) 聚矿道增加砂浆锚杆+长锚索

聚矿道设计支护方式主要采用锚网喷、长锚索联合支护,第一层喷射混凝土+砂浆锚杆+金属网

+长锚索联合支护。每次喷射混凝土厚度 100 mm,强度等级为 C25,锚杆采用 2 250 mm 的砂浆锚杆全长锚固,锚索采用 6~8 m 的砂浆锚索全长锚固^[6]。

2) 眉线位置增加钢拱架+长锚索

出矿口主要采用钢拱架+超前管棚支护。拱架安装方法如图 8 所示,出矿口拱架共安装 5~7 架,间距 600 mm(中心线),拱架与短边夹角 75°~90°,用砂浆锚杆固定。安装时拱架用 14#a 槽钢钢板按照 50~80 cm 间距做连接筋,将拱架连接成整体。底脚用钢板连接成整体(钢板尺寸为长×宽×厚=1 500 mm×500 mm×20 mm),钢板对接处焊接。采用 C20 混凝土喷射矸进行支护。

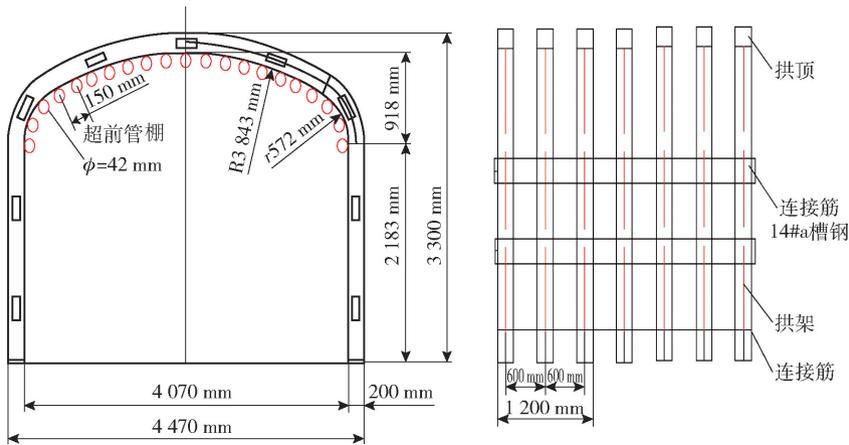


图 8 出矿进路拱架安装方法示意图

安装完成后进行喷矸支护,喷射厚度 50 mm 钢纤维硅灰矸,喷射矸强度等级 C25。考虑喷浆料回弹,分 2~3 次喷射,每次喷射厚度 15~20 mm,要求将拱架间缝隙填满,处理完成的口进行松动出矿。喷浆完成后,循环处理下一个出矿口,直至穿脉及出矿口全部完成。

锚索孔用潜孔钻施工,孔深 8 m。每排设计 5 个孔,排距 1.5 m,间距 1.3~1.5 m。所有孔与穿脉方向夹角 10°~20°,锚索孔垂直于墙面。可根据现场实际情况调整。

穿锚索前先将孔内渣石掏出,可用弯钩状铁丝($\phi 6.5$ mm)。锚索采用单根直径 21.8 mm 钢绞线,每根长 8.3 m,钢绞线、 $\phi 15$ mm pvc 管及注浆管(安装球阀)端部用铁丝捆绑成整体,再将捆绑好的锚索穿进锚索孔,外留 20 cm 以便张拉锚索和安装锚具、垫板。锚索孔尺寸过大不能完全卡住锚索时,用楔形木削堵住孔口,用少许堵漏王封住缝隙。最后进

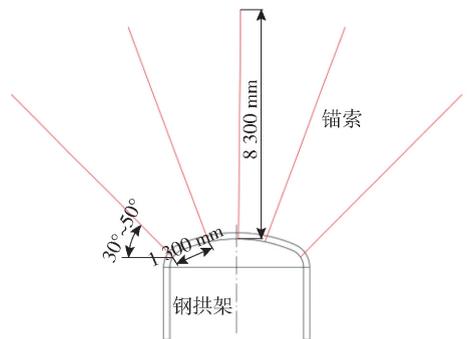


图 9 长锚索施工方法图

行锚索注浆,并上托盘^[7],具体施工方法如图 9 所示。

由于聚矿槽内矿石长时间压实,需要对压实出矿口爆破处理。在处理后开始出矿,由少到多,先松动一段时间再转正常出矿^[8]。经现场试用后发现巷道未出现变形破坏,长时间出矿观察可知围岩应力逐渐趋于稳定,支护体出现少量裂痕,但未发生进一步破坏,试用效果如图 10 所示。



图 10 穿脉及出矿进路处理效果图

4.2 拉底穿脉支护方式

3 736 m 拉底水平的稳定也是 3 720 m 出矿水平底部结构稳定性的影响因素,针对 3 736 m 水平断层附近(对应 3 720 m 水平断层),采用分级支护试验,考虑崩矿影响引入玻璃钢锚杆。具体支护试验选型见表 2。支护方式如图 11 所示。

表 2 支护试验选型

支护试验	支护等级	支护方法	支护位置
试验一	一级支护	玻璃钢树脂锚杆 + 塑料网	S5N 西拉底穿脉断层位置
试验二	二级支护	砂浆锚杆 + 钢网	S6N 西拉底穿脉断层位置
试验三	三级支护	螺纹钢锚杆 + 钢网	S6N 西拉底穿脉采场

一级支护区:S5N、S6N 西沿拉底巷道,其中 S5N 采用二级支护 + 长锚索支护方案,S6N 二级支护的基础上,再进行玻璃钢树脂锚杆 + 塑料网 + 湿喷钢纤维混凝土;二级支护区:S5S、S6N 西岩拉底巷道,其中 S5N 采用素喷混凝土 + 砂浆锚杆 + 钢网 + 钢纤维混凝土支护方案,S6N 采用素喷混凝土 + 螺纹钢锚杆 + 钢网 + 钢纤维混凝土支护方案。三级支护区:S6N 西沿拉底巷道,采用素喷混凝土 + 玻璃钢锚杆和素喷混凝土 + 螺纹钢锚杆分段进行支护。

每种支护方式选取 3 根锚杆进行应力监测,分别布置在顶板、边帮。监测数据表明在断层位置进行锚杆支护时,由于围岩破碎,支护体能立即产生作用,在第三个月时达到应力最大值,此后围岩压力减小;距离采场较远时,断层应力不大。根据拉底爆破情况,玻璃钢锚杆未能全部破坏,但缓解了矿石运输皮带带破坏情况。具体应力观测如图 12 所示。

5 结论

(1)使巷道表面特别破碎,2.3 ~ 2.5 m 范围较破碎,3 ~ 5 m 岩石较完整,6 ~ 8 m 岩石较破碎。因



(a) 玻璃钢树脂锚杆+塑料网



(b) 砂浆锚杆+钢网



(c) 螺纹钢锚杆+钢网

图 11 拉底穿脉支护方式

此判断锚杆、锚索失效原因锚固长度在塑性范围内,即应力范围大于 8 m。

(2)出矿穿脉出现垮塌变形主要受断层切割影响,由于断层带在出矿穿脉西沿,其作用于穿脉顶板导致应力集中,从而造成了巷道失稳。

(3)巷道在 z 方向的最大应力为 35.5 MPa,应力集中在断层与聚矿道交叉位置。出矿进路及聚矿道在 z 方向上发生的最大位移在断层与聚矿道交汇位置,为 10 mm。出矿进路未发生明显的塑性变形,

(下转第 34 页)