

文章编号: 1673-3363-(2014)04-0544-07

单体水压支柱主动护顶技术在白牛厂矿的应用

康宝伟¹, 王贻明¹, 吴爱祥¹, 夏红春², 黎强²

(1. 北京科技大学金属矿山高效开采与安全教育部重点实验室, 北京 100083;

2. 蒙自矿冶有限责任公司, 云南 蒙自 661100)

摘要 对门山矿深部矿体属典型的缓倾斜薄层状难采矿体。用全面法开采, 地压管理困难, 作业安全不能保证; 用房柱法开采, 留存矿柱损失大。引进单体水压支柱护顶技术能够很好地解决上述问题。设计水压支柱护顶全面采矿法, 其中采场尺寸为 40 m×8 m×4 m; 基于塌落拱理论推导工作面支护强度计算公式, 可得支护强度 26.42 kPa, 进而确定了支护密度为 0.275 根/m²; 应用 FLAC^{3D} 软件计算比选, 最终确定最佳支护网度为 3 m×1.2 m; 通过工业试验, 监测和分析支柱初撑力、工作阻力、活柱下缩量、顶板沉降量等数据, 证明单体水压支柱护顶技术很好地控制了采场地压, 并通过回归分析确定了该采场水压支柱合理初撑力和工作阻力分别为 128.36, 150.18 kN。

关键词 水压支柱; 采矿工艺; 支护强度; 初撑力; 工作阻力; 回归分析

中图分类号 TD 323; TP 391

文献标志码 A

Active roof support technology of individual hydraulic props in Bainiuchang mine

KANG Baowei¹, WANG Yiming¹, WU Aixiang¹, XIA Hongchun², LI Qiang²

(1. School of Civil and Environmental Engineering, University of Science & Technology Beijing,

Beijing 100083, China; 2. Mengzi Metallurgy Co Ltd, Mengzi, Yunnan 661100, China)

Abstract It is a typical gently inclined, thin and troublesome ore-body in the deep level of Bainiuchang Mine. When using the overall mining method, it is difficult to manage the ground pressure and the operation safety can't be ensured. Meanwhile, the loss of pillar left is huge when the room-pillar mining method is used. The roof supporting technology by using individual hydraulic props can be a good technology to solve the above problems. In this paper, the stope with its dimension of 40 m×8 m×4 m was studied by overall mining method and roof supporting technology of hydraulic props. Using slumping arch theory the support intensity and support density were calculated, which are 26.42 kPa and 0.275 root/m², respectively. Meanwhile, the optimal proper space between hydraulic props is determined as 3 m×1.2 m by the calculation of FLAC^{3D}. During the industrial test, by monitoring and analyzing the data such prop as setting load, sustaining resistance, descending amount of piston, and roof settlement, the roof supporting technology of hydraulic props can well control ground pressure of stope. Moreover, by regression analysis, the proper setting load and sustaining resistance of hydraulic props are 128.36 kN and 150.18 kN.

收稿日期: 2013-03-09

基金项目: 国家“十二五”科技支撑计划项目(2012BAB08B02); 国家自然科学基金重点项目(50934002); 教育部长江学者和创新团队发展计划项目(IRT0950)

作者简介: 康宝伟(1989—), 男, 天津市人, 研究生, 从事金属矿山地下开采方面的研究。

通信作者: 王贻明

E-mail: kbwofomular1@163.com

Tel: 18810372636

Key words hydraulic props; mining technology; support intensity; setting load; sustaining resistance; regression analysis

蒙自矿冶公司白牛厂矿山对门山矿段为主力生产矿段, 出矿能力居4个工区之首。2012年铅锌矿产量46万t, 铜矿13万t, 总矿量占全矿的45.4%。对门山矿体厚度0.47~23.4 m, 平均厚度4.16 m, 一般较薄。矿体倾角较缓, 一般不超过25°, 是典型的缓倾斜薄层矿体^[1]。受断裂带控制, 顶板破碎, 目前所用采矿方法为全面法及房柱法。但是全面法采场顶板暴露面积大, 地压管理困难, 作业安全难以保证; 房柱法需要留存大量永久性矿柱, 损失较大^[2]。必须采用新技术, 在确保安全的前提下尽可能多地回收矿石资源。

作为一种采场临时支护设备, 单体液压支柱在我国经历了30多年发展, 已形成较完整的设计、制造和科研体系。以此为基础形成的水压支柱护顶采矿法近年为国内很多缓倾斜薄矿体矿山所用, 取得了很好的效果^[3]。水压支柱可改善支护与矿体的相互作用关系, 形成支护与矿体共同承载体系, 发挥支护的整体承载能力, 变被动支护为主动支护, 达到控制矿压的目的。利用可回收的水压支柱代替矿柱护顶, 既控制顶板暴露面积, 又减少了矿柱损失^[4]。综合考虑白牛厂矿的技术经济条件, 设计单体水压支柱护顶全面采矿法, 并对采场结构参数、支护强度、支护网度、支柱的合理初撑力及工作阻力等关键参数做了进一步研究。

1 水压支柱工作原理

水压支柱主要由支柱缸套及支柱杆体2部分组成, 关键部分是单向进水阀和快速让压阀。高压水由单向进水阀进入支柱充水缸内, 缸套在高压水的压力作用下向上滑动支撑工作面顶板, 其最大支撑力可达200 kN^[5]。若顶板给支柱的压力超过200 kN, 支柱将与顶板一同下沉, 呈慢速让压状态, 阻力不增加。充水缸内的余水由置于缸体中心位置的快速让压阀排出。

单体水压支柱工作典型特征曲线见图1。图中工作点A对应初撑力 P_s 。顶板下沉时, 支柱下腔工作液压缩而呈弹性变形, 活柱下缩 Δs , 工作阻力急剧上升到额定工作阻力 P_y , 即特性曲线中的B点。此时安全阀开启卸液, 工作阻力略有下降, 安全阀关闭, 随后工作阻力有所增加, 安全阀重新打开。如此反复, 形成单体水压支柱恒阻工作特性。水压

支柱在进入恒阻段之前, 要经过一段增阻过程, 此过程受初撑力 P_s 大小的控制。 P_s 越小, 活柱缩量就越大、支柱支撑能力越低, 反之支柱支撑能力越高。

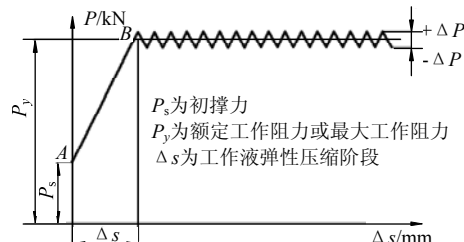


图1 单体水压支柱工作特征曲线

Fig.1 Working characteristic curve of monomer hydraulic props

2 水压支柱护顶采矿法

2.1 矿床开采技术条件

白牛厂矿山对门山矿段位于63[#]-10[#]勘探线间, 矿体均为隐伏矿, 呈似层状、透镜状产出, 与围岩产状基本一致。容矿岩石为热水沉积成因的硅质岩类。主要有硅质岩、绢云母硅质岩、钾长石硅质岩、钾长石绢云母硅质岩、绿泥石硅质岩、含菱铁矿绿泥石硅质岩、含斜长石绿泥石硅质岩、含滑石绿泥石硅质岩及含白云母绿泥石硅质岩, 为银、锡、铅、锌多组分共生矿^[6-7]。矿体大部分于最低侵蚀基准面1740.32 m之下, 矿体倾角0°~50°, 主要集中在25°以下, 平均厚度4.16 m, 一般都较薄。矿石中等稳固, 普氏系数 $f=4\sim 18.8$ 。

矿体顶板为断层角砾岩和断层泥为主, 白云岩次之, 遇水易垮塌, 成为不良软弱夹层, 稳固性差。底板为泥岩、板岩、粉砂岩和灰岩组成的半坚硬至坚硬层状结构岩组, 一般情况下岩石较完整, 力学强度高, 稳固性好。

2.2 水压支柱护顶全面采矿法

水压支柱护顶全面采矿法与常用全面法或房柱法相比, 其创新之处在于将水压支柱系统用于护顶, 取代了以往的其他材料支护并增加了矿柱回收率^[8]。设计矿块沿矿体走向布置, 长42 m, 矿块之间留3 m宽连续矿柱, 上下留连续中段矿柱, 宽各3 m。矿块内每隔10.5 m划分采场, 采场宽8 m, 间隔矿柱宽2.5 m。采场沿中段倾斜方向长40 m, 高4 m。

1) 采切: 自底板运输巷道向每个采场中心线位置掘进放矿溜井; 在采场下部的矿柱中掘进电耙硐室, 沿采场中心线并紧贴底板掘进上山, 以利行人、通风及搬运设备和材料。并作为回采时的自由面; 在矿块上部各采场间掘进联络平巷以利通风; 在采场下部边界处掘进切割平巷, 既作为起始回采时的自由面, 又可作为去相邻采场的通道。采切巷道尺寸: 脉外运输平巷 $2.4 \text{ m} \times 2.6 \text{ m}$, 人行通风天井及联络道 $2.2 \text{ m} \times 2.4 \text{ m}$, 矿石溜井直径 2 m , 联络平巷、切割平巷凿岩上山 $2.0 \text{ m} \times 2.2 \text{ m}$ 。

2) 回采: 从上山与切割平巷交汇处开始, 自下而上回采矿体。由于采场高 4 m , 采用分层回采。

3) 凿岩爆破落矿: 爆破方案为倒台阶分层落矿, 光面爆破控顶, 如图 2 所示。用 YT-24 气腿式凿岩机打平行炮眼, 眼深 2.0 m 。其中掏槽孔采取直眼掏槽, 装药系数为 0.75 。崩落孔最小抵抗线 $W=0.75 \text{ m}$, 排距 $b=0.55 \sim 0.75 \text{ m}$, 间距 $a=0.9 \sim 1.15 \text{ m}$, 装药系数为 0.55 。光爆孔最小抵抗线 $W=0.55 \sim 0.7 \text{ m}$; 间距 $E=0.5 \sim 0.6 \text{ m}$, 装药系数为 0.3 。采用人工装药, 炸药为 RJ1# 岩石高威力乳化炸药, 电雷管起爆。为了减小爆破地震波及崩落飞石对水压支柱的影响, 采用排间微差爆破方案。

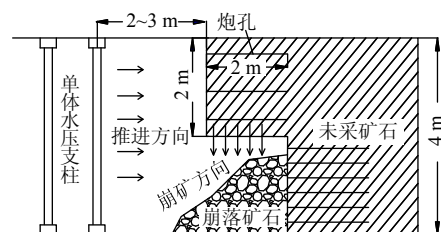


图 2 爆破方式示意图

Fig.2 Schematic diagram of blasting method

4) 采场通风: 新鲜风流从人行通风天井进入采场, 冲洗工作面后, 经矿块顶柱内出口或另一侧人行通风上山回至上中段回风(运输)平巷内。每次爆破后, 采场内需用局扇加强通风。

5) 出矿: 电耙出矿, 经溜井下放至运输巷道。

6) 支护: 沿工作面推进方向布置单体水压支柱一排或多排。为便于电耙出矿, 支柱尽量沿倾向成直线排列。视顶板安全情况, 每排支柱可适当加密。工作面每推进 2 m 就及时跟进支护, 支柱与工作面距离保持在 $2 \sim 3 \text{ m}$ 。如图 2 所示。

7) 撤柱与充填: 整个采场回采完毕后, 沿矿体倾向自上而下撤柱。在顶板极为破碎的采场, 随着支柱撤走, 顶板会自然冒落, 充填空区; 在顶板较

为稳固的采场, 在撤柱前, 沿放顶线斜向上打一排炮孔, 先装药连线, 待支柱撤卸后再放炮, 实行强制放顶, 充填空区。整个矿块内的采场连续推进, 一个采场撤柱放顶, 相邻采场开始回采和支护, 形成水压支柱护顶并跟随放顶的过程。

3 水压支柱支护参数的确定

3.1 工作面支护强度 p_z

工作面支护强度是指单位面积内全部支柱的总支撑力, 也即顶板作用于其下支柱上的压力。由于顶板压力随着回采工作面的推进而处于变化状态, 因此, 其取值应是考虑最危险状态时载荷即顶板压力最大值。采用基于塌落拱的计算原理^[9-11], 根据采场顶板变形(拱假说), 假设:

- 1) 被裂隙切割的岩体是没有凝聚力的散体, 凝聚力用坚固系数 f_k 代替增大的内摩擦因数来表示;
 - 2) 两侧岩体破裂线与垂线交角为 $45^\circ + \varphi_f/2$;
 - 3) 压力拱高度为拱跨度的一半除以坚固系数。
- 因此, 拱轴线最大压力有

$$q_{\max} = b_2 \gamma / f_k \quad (1)$$

式中: q_{\max} 为拱轴线的最大压力, kPa ; b_2 为塌落拱半跨度 $b_2 = \frac{B}{2} + \frac{h}{\tan(45^\circ + \varphi_f/2)}$ (B 为采场的宽度, 8

m ; h 为采场的高度, 4 m ; φ_f 为围岩的内摩擦角, 40°); γ 为围岩的容重, 27 kN/m^3 ; f_k 为普氏系数, 6 。计算得 $q_{\max} = 26.42 \text{ kPa}$, 即 $p_z = 26.42 \text{ kPa}$ 。

3.2 支柱在井下有效支撑能力 R_T

常用山东科技大学实测和经验数据总结的经验公式确定单体支柱在工作过程中实际能达到的承载能力。

$$R_T = K_g \cdot K_z \cdot K_b \cdot K_h \cdot R_b \quad (2)$$

式中: K_g 为工作系数, 单体水压支柱一般取 0.99 ; K_z 为增阻系数, 单体水压支柱一般取 $0.9 \sim 0.95$; K_b 为支柱承载不均匀系数, 水压支柱一般取 $0.8 \sim 0.9$; K_h 为采高系数, $\leq 1.4 \text{ m}$ 取 1 , $1.5 \sim 2.2 \text{ m}$ 取 0.95 , $> 2.2 \text{ m}$ 时取 0.9 ; R_b 为支柱额定工作阻力, 取 150 kN/根 。参数均取最小值代入计算: $R_T = 96.23 \text{ kN/根}$ 。

3.3 支护密度 n

一般合理的支柱密度可用下式表示:

$$n = \frac{p_z}{R_T} = \frac{1}{ab} \quad (3)$$

式中: n 为工作面合理的支护密度, 根/m^2 ; a 为排距, m ; b 为柱距, m 。代入 p_z , R_T , 得 $n = 0.275 \text{ 根/m}^2$ 。

3.4 支护网度

由 $ab=1/n=1/0.275\approx3.7\text{ m}^2$ 可知排距、间距尺寸可以有多种选择和配合。综合考虑生产要求和采场尺寸等实际情况，支护网度(排距×间距)可从 $2\text{ m}\times1.8\text{ m}$ ， $3\text{ m}\times1.2\text{ m}$ 和 $4\text{ m}\times0.9\text{ m}$ 这 3 种里选择。其中沿工作面推进方向为排，共支护 2 排。运用 FLAC^{3D} 数值模拟软件计算比较 3 种方案。

表 1 岩体物理力学参数
Table 1 Physical and mechanical parameters of rock mass

岩体类型	单轴 抗压强度/MPa	单轴 抗拉强度/MPa	抗剪 强度/MPa	黏聚力/ MPa	内摩擦角/ (°)	岩体弹性模量/ GPa	密度/ (g·cm ⁻³)	泊松比
白云岩	28.34~58.30	0.45	36.81	1.51	28.38	9.37	2.74	0.25
粉砂岩	30.17~77.14	1.18	37.57	2.08	35.97	14.88	2.64	0.27
矿体	26.41~97.62	1.32	50.86	3.58	42.93	12.60	4.00	0.22
砂岩	37.95~80.36	0.86	40.18	1.75	35.97	12.87	2.69	0.24

2) 初始地应力

试验采场埋深 400 m。根据矿山实地检测资料，矿山构造应力大于自重应力，第一主应力沿矿体走向，第二主应力垂直矿体走向，最小主应力是自重应力。其中 γ 为岩石容重，应力随埋深 h 的线性回归方程为：

$$\sigma_1 = 3.0 + 0.045h \tag{4}$$

$$\sigma_2 = 3.0 + 0.027h \tag{5}$$

$$\sigma_3 = \gamma h \tag{6}$$

3.4.2 建模与计算

采场尺寸： $40\text{ m}\times8\text{ m}\times4\text{ m}$ ；模型尺寸为： $40\text{ m}\times56\text{ m}\times28\text{ m}$ 。单元 125 440 个，节点 135 561 个。施加初始地应力并计算至平衡，范围边界采用位移约束。屈服准则使用摩尔-库仑准则。从拉底面开始，工作面每推进 2 m，立即支护水压支柱 2 根或 4 根并计算，水压支柱离工作面距离控制在 2~3 m 之间。开挖 20 次，支护 19 次(第一次开挖不支护)，计算 20 次。

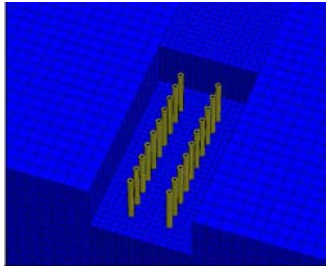


图 3 FLAC^{3D} 计算模型
Fig.3 FLAC^{3D} calculation model

3.4.1 计算条件

1) 岩体物理力学参数

与采矿工程有关的岩石主要有 3 种：白云岩、砂岩和粉砂岩。其中白云岩和砂岩是矿体顶板，粉砂岩为底板。经试验和工程处理后的岩体物理力学参数^[12-14]见表 1。

3.4.3 计算结果

分别进行 3 种支护网度下的回采模拟计算，比较各方案顶板中最大主应力、最小主应力、顶板沉降量和围岩塑性区等指标，见表 2。根据顶板拉应力最小，沉降量最小，塑性区体积最小等原则，确定最佳水压支护网度为 $3\text{ m}\times1.2\text{ m}$ 。沿工作面推进方向支护 2 排，每排 31 根，共 62 根。

表 2 3 种方案计算结果
Table 2 Results of three schemes

方案	顶板最大 主应力 σ_1/MPa	顶板最小 主应力 σ_3/MPa	顶板 沉降 s/mm	塑性区 体积 $V/10^3\text{m}^3$
$2\text{ m}\times1.8\text{ m}$	-59.12~-10.03	-15.18~-1.34	-6.1~-110	9.239
$3\text{ m}\times1.2\text{ m}$	-60.08~-10.36	-14.03~-0.42	-6.9~-39	6.179
$4\text{ m}\times0.9\text{ m}$	-61.56~-11.89	-14.19~-0.91	-7.1~-79	6.436

注：应力负值表示压应力，正值表示拉应力。

4 水压支柱在试验采场应用结果分析

开采对门山矿段 1620 中段试验采场，根据采场高度和所需支护阻力，选用 DWQ42-150/110 型单体液压支柱，参数如表 3 所示。试验中用清水代替乳化液。按照 $3\text{ m}\times1.2\text{ m}$ 的网度支护，共 2 排 62 根支柱，编号 1~62。回采过程中，采场顶板稳定，呈整体沉降趋势，沉降量不大，暴露面积超过 300 m^2 ，水压支柱作用明显，没有卸压倒柱情况。从一排中随机选取 12 根支柱，与之对称的选取另一排 12 根支柱。对这 24 根支柱进行连续监测，并用测杆量测顶板沉降量。

表 3 DWQ42-150/110 高钛合金钢制单体液压支柱参数

Table 3 Parameters of DWQ42-150/110 high titanium alloy steel monomer hydraulic prop

最大高度/cm	420	工作行程/mm	800	额定工作阻力/kN	150
最小高度/cm	340	工作液压/MPa	15.8	油缸直径/mm	110
初撑力/kN	190	泵站压力/MPa	20	支柱质量/kg	90

4.1 支柱阻力效能分析

初撑力和工作阻力分布频率直方图见图 4。初撑力在 110~130 kN 之间的约占总数的 65%，其值约为额定初撑力(190 kN)的 65%，支柱初撑力比较合适。工作阻力大部分分布在 140~160 kN 之间，占总数的 50%左右，其值与额定工作阻力(150 kN)接近，水压支柱工作情况正常，可取得较好的支护效果。

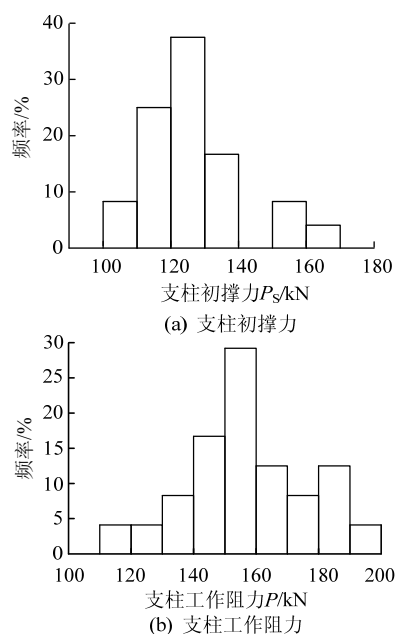


图 4 分布频率直方图

Fig.4 Histogram of distribution frequency

4.2 左右柱工作阻力分布

左排监测的 12 根支柱同与之对称的右排 12 根支柱进行工作阻力比较分析，发现同一水平上的 2 个支柱其下缩量 and 阻力变化相似。表明采场顶板压力合力作用点位于 2 排之间，支柱未出现偏载或外力作用点位于两柱之外等受力不均匀现象。这说明支柱选型恰当，“支柱-围岩”关系处于较好的状态。

4.3 支柱适应性分析

根据现场测试数据，得支柱工作阻力-时间的关系曲线如图 5 所示。

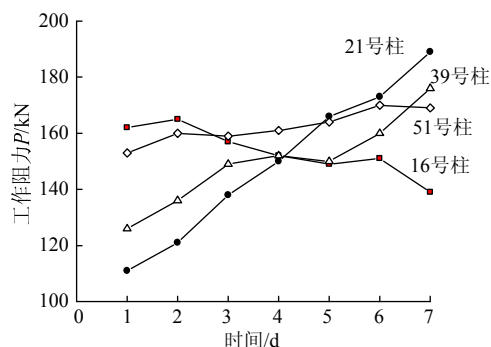


图 5 支柱工作阻力-时间关系曲线

Fig.5 Curve of relation between hydraulic props' sustaining resistance and time

研究发现，支柱工作阻力(P)-时间(T)曲线有以下几种主要类型：

1) 一次急增阻型(急增阻-微增阻)

说明支柱初撑力不足，且在循环内难以达到支柱与顶板相对平衡。

2) 二次急增阻型(急增阻-微增阻-急增阻)

表示支柱初撑力略低于平衡所需的值，即小于临界值，经过顶板下沉，活柱下缩而至增阻阶段后，支柱与围岩进入相对平衡状态，处于微增阻阶段，然后撤柱时出现新的平衡，进入循环末增阻阶段，这是支柱围岩的较正常工作状态。如 39 号柱。

3) 微增阻型(无急增阻阶段)

说明支柱实际初撑力偏高，支撑后立即进入相对平衡状态，甚至可能使直接顶仅微量下沉。如 51 号柱。

4) 降阻型(初撑-降阻-微增阻)

与微增阻型相似，说明支柱实际初撑力偏高，支撑后立即进入相对平衡状态，甚至可能使直接顶仅微量下沉。如 16 号柱。

统计所测支柱的工作阻力-时间曲线显示：共有 2 根一次急增阻型支柱、3 根微增阻型支柱、2 根降阻型支柱，17 根二次急增阻型支柱，可见支柱支护密度和工作阻力设置较为合理。

4.4 支柱下缩量分析

支柱的活柱下缩量大小说明了承受的载荷大小，支柱下缩量随着支柱的工作阻力变化而变化，相互说明了地压活动规律。图 6 为 39 号水压支柱活柱下缩量及工作阻力与观测时间的关系曲线，从图中可知：活柱的下缩量较大，在 4~12.5 mm 之间，特别是地压上升期间，活柱下缩量大，说明支柱承受的载荷较大。

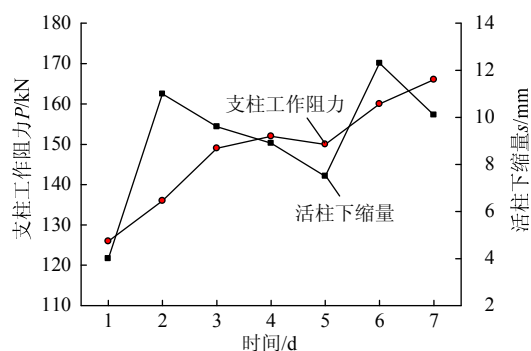


图6 支柱工作阻力及活柱下缩量与时间关系曲线

Fig.6 Curves of relation between hydraulic props' sustaining resistance, descending amount of piston and time

4.5 顶板沉降量分析

支柱工作阻力与顶板下沉量的关系是支柱围岩相互作用的综合体现, 实质上是顶板给定变形条件下支柱与顶板相互作用的结果。根据监测数据, 通过回归分析确定支柱工作阻力 P (以及初撑力 P_s) 与顶板沉降量 s 的关系, 均为幂函数关系。计算合理工作阻力及初撑力。回归曲线见图7。

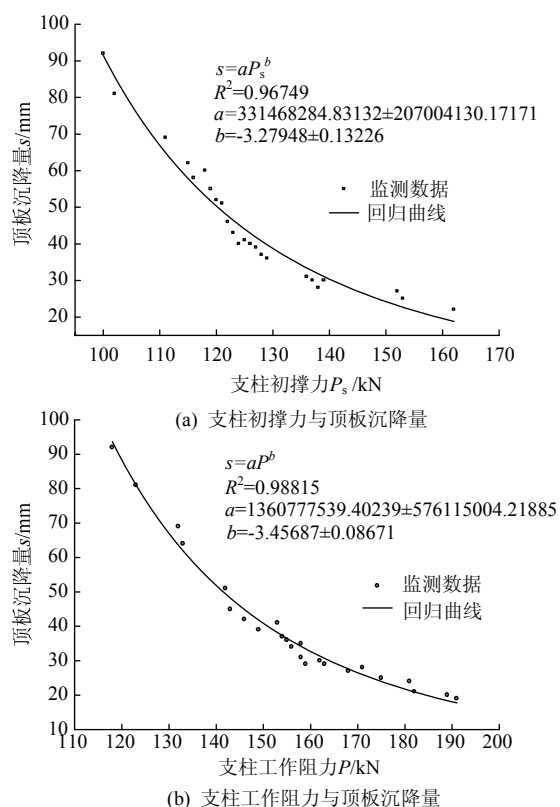


图7 回归曲线

Fig.7 Regression curves

经现场观测, 顶板沉降量控制在 40 mm 以内时稳定性较好, 代入回归方程中计算得合理初撑力为 128.36 kN。

同样, 顶板沉降量控制在 40 mm 以内时稳定性较好, 代入回归方程中计算得合理工作阻力为 150.18 kN。

5 结论

1) 水压支柱是环保、高效、安全的井下支护设备。使用水作加载介质, 压缩空气作动力, 不会污染环境; 改善了支护与矿体的相互作用关系, 形成支护与矿体共同承载体系, 变被动支护为主动支护; 操作简单安全, 加压和拆卸均可在 2 m 以外操作; 可回收和重复利用, 节约了生产成本。

2) 试验采场中水压支柱支护网度设计合理, 初撑力设定恰当, 工作正常。水压支柱很好地维护了顶板稳定, 没有出现大裂纹和垮冒现象, 总体沉降量较小, 最大暴露面积达 300 m² 以上。试验的成功也证明了理论计算和数值模拟的正确性。经回归分析得到的合理初撑力及工作阻力 128.36 kN 和 150.18 kN 与现场试验中支柱工作状态相符, 也为下一步扩大开采试验和推广应用提供了依据。

3) 与之前所使用的全面法和房柱法相比, 应用水压支柱护顶技术的试验采场生产能力提高了 1 倍, 矿石损失率从 24% 降至 6%, 贫化率从 8% 降至 3%。该技术在白牛厂矿山具有较好的应用前景。

参考文献:

- [1] 姚高辉, 吴爱祥, 王贻明. 缓倾斜破碎不连续矿体采空区稳定性分析[J]. 黄金, 2009, 30(12): 25-28.
YAO Gaohui, WU Aixiang, WANG Yiming. Stability analysis of mined-out area in gently inclined broken discontinuous orebody[J]. Gold, 2009, 30(12): 25-28.
- [2] 王贻明, 姚高辉, 夏红春, 等. 缓倾斜破碎薄矿体采矿方法选择与采场参数优化[J]. 现代矿业, 2010(5): 15-17.
WANG Yiming, YAO Gaohui, XIA Hongchun, et al. Mining method choice of gently inclined broken thin ore-body and optimization of stope parameters[J]. Modern Mining, 2010(5): 15-17.
- [3] 周旭. 水压支柱护顶大进路上向水平分层充填采矿工艺技术研究[D]. 长沙: 中南大学, 2009.
- [4] 吴广宇, 阳雨平, 任建平. 新型临时支护设备在金属矿山采矿中的应用[J]. 矿业研究与开发, 2011, 31(1): 33-35.
WU Guangyu, YANG Yuping, REN Jianping. Application of new temporary support device in metal mine[J]. Mining Research And Development, 2011, 31(1): 33-35.
- [5] 吴爱祥, 韩斌, 阳雨平, 等. 水压支柱支护特性及其

- 在深井开采中的应用[J]. 中南工业大学学报, 2002, 33(6): 564-567.
- WU Aixiang, HAN Bin, YANG Yuping, et al. The support characteristics of rapid yield hydraulic prop and its application in deep slowly inclined thin ore vein mine [J]. Journal of Central South University of Technology, 2002, 33(6): 564-567.
- [6] 张洪培, 刘继顺, 张宪润, 等. 云南蒙自白牛厂银多金属矿区深部找矿的新发现[J]. 矿产与地质, 2006, 20(4/5): 361-365.
- ZHANG Hongpei, LIU Jishun, ZHANG Xianrun, et al. New finding of ore-prospecting in the deep of Bainiuchang silver-polymetallic deposit, Mengzi, Yunnan[J]. Mineral Resource And Geology, 2006, 20(4/5): 361-365.
- [7] 祝朝辉, 刘淑霞, 张乾, 等. 云南白牛厂银多金属矿床喷流沉积成因证据: 容矿岩石的地球化学约束[J]. 现代地质, 2010, 24(1): 120-130.
- ZHU Chaohui, LIU Shuxia, ZHANG Qian, et al. The exhalative-sedimentary evidence of the Bainiuchang Ag-polymetallic deposit, Yunnan, China: constraints from geochemistry of host-rocks[J]. Geoscience, 2010, 24(1): 120-130.
- [8] 任卫东, 杨彪. 水压支柱护顶全面房柱采矿法在豫西铝土矿中的应用[J]. 采矿技术, 2009, 9(2): 8-9.
- REN Weidong, YANG Biao. Application of hydraulic props roof support all-round room-pillar mining method in Yuxi bauxite[J]. Mining Technology, 2009, 9(2): 8-9.
- [9] 蔡美峰, 何满潮, 刘东燕. 岩石力学与工程[M]. 北京: 科学出版社, 2002: 330-333.
- [10] 李宁, 朱才辉, 姚显春, 等. 一种浅埋松散围岩稳定性离散化有限元分析方法探讨[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(增刊 2): 3533-3542.
- LI Ning, ZHU Caihui, YAO Xianchun, et al. Stability analysis of loose surrounding rock with shallow overburden by a discretization finite element method[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(Sup 2): 3533-3542.
- [11] 赵元放, 张向阳, 涂敏. 大倾角煤层开采顶板垮落特征及矿压显现规律[J]. 采矿与安全工程学报, 2007, 24(2): 231-234.
- ZHAO Yuanfang, ZHANG Xiangyang, TU Min. Roof caving characteristic and strata behavior in exploiting steep coal seams[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2007, 24(2): 231-234.
- [12] MARINOS P, HOEK E, MARINOS V. Variability of the engineering properties of rock masses quantified by the geological strength index: the case of ophiolites with special emphasis on tunneling[J]. Bull Eng Geol Env, 2006, 65: 129-142.
- [13] HOEK E, DIEDERICHS M S. Empirical estimation of rock mass modulus[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 2006, 43: 203-215.
- [14] 陈晓祥, 谢文兵, 荆升国, 等. 数值模拟研究中采动岩体力学参数的确定[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(3): 341-345.
- CHEN Xiaoxiang, XIE Wenbing, JING Shengguo, et al. Determination of mechanics parameters of mining induced rock mass for numerical simulation[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(3): 341-345.