西藏自治区××县××矿区

铜锌矿资源储量核实报告

西藏××矿业股份有限公司

二〇〇九年九月

西藏自治区××县××矿区

铜锌矿资源储量核实报告

（2008 年 8 月-2009 年 8 月）

编写单位：

编 写 人：

审 查 人：

技术负责：

单位负责：

提交报告单位：

提交报告时间：二〇〇九年九月

摘　　要

矿区位于西藏自治区××县旁多乡境内，东经××°××′44″-××°××′52″，北纬××°××′07″-××°××′06″，面积 3.23km^2，至最近的当雄火车站为 53km 柏油路和简易公路。2008 年西藏××实业有限公司在矿区开展了铜锌矿详查。投入主要工作量有 1∶2 千地形测量 7.56km^2，1∶2 千地质简测 3.30km^2，1∶2 千水工环地质简测 1.80km^2，平硐 2751.74m，钻探 7324.47m，探槽 6851.56m^3，各类样品 1582 件，投入资金 1553.62 万元。基本查明矿床产出于喜山早期石英钠长斑岩岩株与石炭系中下统诺错组碎屑岩地层接触带上角岩化带内，为中型热液充填交代型铜锌矿床，主矿体 Zn-1 呈大脉状产出，长 323m，延深 410m，平均厚度 29.08m。求得（332+333）矿石量 673.55 万吨，锌 407084t，品位 6.04%，铜 33886t，品位 0.50%，伴生银 114t，镓 216t，镉 1684，硫 52.54 万吨。基本查明了开采条件，开展了选矿试验和经济意义概略研究，达到了详查阶段要求，提出了开发等建议。

目　　录

第 1 章 绪论 1

1.1 勘查目的任务 1

1.2 位置与交通 2

1.3 自然地理与经济状况 2

1.4 矿权设置情况 4

1.5 以往地质工作概述 5

1.5.1 以往区域地质工作 5

1.5.2 以往矿产地质工作 7

1.6 详查和核实工作情况 8

第 2 章 区域地质 11

2.1 地层 11

2.2 岩浆岩 14

2.3 构造 14

2.3.1 断层 15

2.3.2 褶皱 15

2.4 变质作用 17

2.4.1 变质地层和变质岩类 17

2.4.2 变质岩石特征 17

2.5 区域地球化学特征 18

2.6 区域矿产 18

第 3 章 矿区地质 20

3.1 地层 20

3.1.1 第四系（Q） 20

3.1.2 下白垩统设兴组（K_1s） 20

3.1.3 二叠系洛巴堆组（P_2l） 20

3.1.4 石炭系中上统诺错组（$C_{1—2}n$） 21

3.2 构造 21

3.2.1 褶皱 22

3.2.2 断裂 22

3.3 岩浆岩 24

3.4 变质作用 26

3.5 地球物理特征 26

3.5.1 地球物理总体格局 27

3.5.2 激电中梯测量低阻高极化异常带特征 27

3.5.3 瞬变电磁测量异常特征 29

3.6 地球化学特征 31

第 4 章 矿床地质.....32
4.1 矿产分布.....32
4.2 矿体特征.....32
4.2.1 Zn-1 矿体.....32
4.2.2 ZN-3 矿体.....37
4.2.3 ZN-4 矿化体.....37
4.2.4 ZN-5 矿体.....38
4.2.5 ZN-6 矿体.....38
4.2.6 ZN-7 矿体.....38
4.2.7 ZN-8 矿体.....38
4.2.8 ZN-9 矿化体.....39
4.2.9 ZN-2 矿化体.....39
4.2.10 其它矿体.....39
4.3 矿石质量.....39
4.3.1 矿石结构构造和物质组成.....39
4.3.2 矿石化学成分.....43
4.3.3 矿石氧化特征.....45
4.4 矿石类型和品级.....46
4.5 矿体围岩和夹石.....46
4.6 伴生矿产综合评价.....47
4.7 矿床成因与找矿标志.....47
4.7.1 矿床成因.....47
4.7.2 找矿标志.....48
第 5 章 矿石加工技术性能.....49
5.1 大样采集及实验思路.....49
5.2 试验目的和主要成果.....49
5.3 原矿性质研究.....51
5.3.1 原矿性质及矿物组成.....51
5.3.2 矿石的结构构造.....52
5.3.3 铜、铅、锌、铁的主要赋存状态.....52
5.3.4 原矿性质研究小结.....53
5.4 原矿比重的测定和可磨度试验.....54
5.5 选矿试验.....55
5.5.1 回收铜铅锌的原则流程.....55

5.5.2 铜铅锌优先浮选全流程闭路试验.....56
5.5.3 硫浮选闭路试验.....56
5.5.4 回收磁性铁的综合闭路试验.....57
5.5.5 回收铜铅锌硫铁推荐工艺流程.....58
5.6 产品检测.....58
5.6.1 产品荧光光谱分析.....58
5.6.2 产品多元素分析.....60
5.6.3 产品品级.....60
5.7 矿石加工技术性能试验结论.....61
5.8 矿石加工技术性能试验特别情况说明.....62
第 6 章 矿床开采技术条件.....63
6.1 水文地质.....63
6.1.1 区域水文地质.....63
6.1.2 矿区水文地质.....63
6.1.3 地表水、地下水动态特征及其水力联系.....64
6.1.4 地下水补给、径流、排泄.....67
6.1.5 探矿坑道及钻孔水文地质情况.....67
6.1.6 矿床充水因素及水文地质条件.....68
6.1.7 矿坑涌水量预测.....68
6.1.8 矿区水资源综合利用.....69
6.2 矿区工程地质.....69
6.2.1 矿区工程地质岩组划分.....69
6.2.2 矿区构造对矿床开采的影响.....70
6.2.3 岩体的风化对矿床开采的影响.....70
6.2.4 井巷围岩稳定性评价.....70
6.2.5 矿区露天边坡稳定性的评价.....71
6.2.6 矿山开采的支护情况.....71
6.2.7 工程地质条件.....71
6.3 环境地质.....71
6.3.1 矿区地质环境现状.....71
6.3.2 开发可能产生的环境地质问题.....73
6.3.3 矿区地质环境类型.....73
6.4 开采技术条件主要结论及建议.....74
6.4.1 主要结论.....74
6.4.2 存在问题.....74
6.4.3 下一步开采技术条件工作建议.....74
第 7 章 勘查工作及其质量评述.....75
7.1 工作方法选用依据、布置原则与有效性.....75
7.2 勘查方法及工程布置.....76
7.2.1 勘探类型的确定.....76
7.2.2 勘查方法的选择和工程布置.....76
7.3 勘查工程质量评述.....77

7.3.1 钻孔.....77
7.3.2 探槽.....79
7.3.3 平硐.....79
7.4 地形测量、工程测量及其质量评述.....80
7.4.1 测绘仪器设备.....80
7.4.2 作业依据.....80
7.4.3 控制测量.....80
7.4.4 地形测量.....81
7.4.5 工程测量.....81
7.4.6 精度评述.....82
7.5 地质填图工作及其质量评述.....82
7.5.1 1：50000 地质草测.....82
7.5.2 1：10000 地质草测.....84
7.5.3 1：2000 地质简测.....84
7.6 物探工作及其质量评述.....85
7.6.1 1：5 千激电剖面测量和激电测深.....85
7.6.2 瞬变电磁测量.....86
7.7 1：50000 水系沉积物测量及其质量评述.....87
7.8 样品采集测试及其质量评述.....88
7.8.1 采样工作.....88
7.8.2 样品的加工.....89
7.8.3 样品的分析化验及鉴定等.....89
7.8.4 样品测试单位资质情况说明.....90
7.9 地质编录及其质量评述.....91
7.10 资料整理与图件编制.....92
7.10.1 资料整理.....92
7.10.2 1：50000 区域地质草测实际材料和地质草测图.....92
7.10.3 1：10000 地质草测实际材料和地质草测图.....93
7.10.4 1：2000 地质简测实际材料和地质简测图.....93
7.10.5 1：5000 激电中梯测量图件.....93
7.10.6 瞬变电磁勘查成果图件.....93
7.10.7 1：2000 工程分布与采样图.....93
7.10.8 1：1000 资源量估算纵投影图.....94
7.10.9 1：1000 勘探线剖面图.....94
7.10.10 1：1000 中段平面图.....94

7.10.11 探槽素描图.....94
7.10.12 1：100 平硐展开图.....94
7.10.13 1：100 钻孔柱状图.....95
7.10.14 水文和工程环境地质图.....95
第 8 章 资源量估算.....96
8.1 工业指标.....96
8.2 资源量估算方法及其依据.....96
8.3 资源量估算主要参数的确定.....97
8.3.1 单工程参数.....97
8.3.2 块段参数.....100
8.3.3 矿体参数.....99
8.3.4 参数单位和有效值.....99
8.4 矿体圈定及外推.....100
8.5 块段划分.....100
8.6 资源量分类.....101
8.7 资源量估算结果.....101
8.8 伴生矿产资源量估算.....102
8.9 资源量估算的可靠性.....102
8.10 资源量估算中需要说明的问题.....104
8.11 资源储量变化情况评述.....104
第 9 章 矿床开发经济意义概略研究.....106
9.1 资源和市场概况.....106
9.1.1 我国铜锌矿资源概况.....106
9.1.2 铜锌的市场价格.....106
9.2 矿床资源量、矿石加工及开采技术条件.....109
9.3 矿山开发外部条件.....109
9.4 矿山生产规模、服务年限及产品方案.....110
9.5 矿产开发经济效益评价.....110
9.5.1 采矿经济指标.....110
9.5.2 选矿经济指标.....111
9.5.3 产品产量和产值（销售收入）.....111
9.5.4 产品生产（销售）成本.....112
9.5.5 税金.....113
9.5.6 矿山选厂建设总投资.....114
9.5.7 经济效益评价.....114
9.6 矿床开发经济意义概略研究基本结论.....115

第 10 章 结论与建议 116
10.1 矿床勘查程度与主要成果 116
10.2 矿床成矿基本规律和远景评价 116
10.3 存在的主要问题 117
10.4 下步工作建议 117

附 件 目 录

（附报告后）

附件 1 西藏××矿业有限公司西藏拉萨市××县××铜锌矿普查探矿证**错误！未定义书签。**
附件 2 西藏××实业有限公司西藏拉萨市××县××铜锌矿详查探矿证**错误！未定义书签。**
附件 3 西藏××矿业股份有限公司西藏拉萨市××县××铜锌矿详查探矿证**错误！未定义书签。**
附件 4 西藏××矿业有限公司勘查资格证..... **错误！未定义书签。**
附件 5 西藏××实业有限公司勘查资格证..... **错误！未定义书签。**
附件 6 西藏自治区××县××矿区铜锌矿详查报告评审意见.... **错误！未定义书签。**
附件 7 西藏自治区××县××矿区铜锌矿详查报告资源储量备案证明**错误！未定义书签。**
附件 8 本报告与最近一次详查报告资源量估算范围关系图..... **错误！未定义书签。**
附件 9 本报告与最近一次详查报告资源量变化对比表..... **错误！未定义书签。**
附件 10 西藏自治区××县××矿区铜锌矿详查野外工作质量验收报告**错误！未定义书签。**
附件 11 西藏自治区××县××矿区铜锌矿资源储量核实资料真实性法人承诺书**错误！未定义书签。**

附 表 目 录

（单独成册）

附表 1 控制测量和图根加密测量成果表……1
附表 2 勘探线基点测量成果表……2
附表 3 勘探线端点测量成果表……2
附表 4 勘探线测量成果表……2
附表 5 施工探槽一览表……5
附表 6 施工平硐一览表……6
附表 7 施工钻孔一览表……11
附表 8 内检分析结果及质量评判表……15
附表 9 外检分析结果及质量评判表……27
附表 10 岩矿石化学样分析成果与单工程矿体厚度、平均品位计算表 ……33
附表 11 单工程矿体真厚度计算表 ……110
附表 12 矿石体重测试成果表 ……113
附表 13 单工程水平厚度计算表 ……114
附表 14 块段平均厚度与品位计算表 ……115
附表 15 块段水平厚度计算表 ……120
附表 16 块段投影面积测定表 ……123
附表 17 资源储量估算表 ……124
附表 18 资源储量估算汇总表 ……126
附表 19 矿体平均厚度计算表 ……127

附 图 目 录

顺序号	图号	图　　名	比例尺
1	1-1	西藏自治区××县××一带区域地质图	1/25 万
2	2-1	西藏自治区××县××矿区区域地质草测实际材料图	1/5 万
3	2-2	西藏自治区××县××矿区地质草测实际材料图	1/1 万
4	2-3	西藏自治区××县××矿区地质简测实际材料图	1/2 千
5	2-4	西藏自治区××县××矿区地质简测实际材料图	1/2 千
6	3-1	西藏自治区××县××矿区区域地质草测图	1/5 万
7	3-2	西藏自治区××县××矿区地质草测图	1/1 万
8	3-3	西藏自治区××县××矿区地质简测图	1/2 千
9	3-4	西藏自治区××县××矿区地质简测图	1/2 千
10	4-1	西藏自治区××县××矿区水文地质图	1/2 千
11	4-2	西藏自治区××县××矿区工程环境地质图	1/2 千
12	5-1	××矿区激电勘查工作平面位置图	1/2 千
13	5-2	××矿区激电中梯测量η_s平面图	1/2 千
14	5-3	××矿区激电中梯测量ρ_s平面图	1/2 千
15	6-1	××矿区工程分布与采样平面图	1/2 千
16	7-1	××矿区 4600 中段平面图	1/1 千
17	7-2	××矿区 4656 中段平面图	1/1 千
18	8-1	××矿区资源储量估算纵投影图	1/1 千
19	9-1	××矿区第 36 排勘探线剖面图	1/1 千
20	9-2	××矿区第 44 排勘探线剖面图	1/1 千
21	9-3	××矿区第 50 排勘探线剖面图	1/1 千
22	9-4	××矿区第 58 排勘探线剖面图	1/1 千
23	10-1	××矿区 TC5 探槽素描图	1/200
24	10-2	××矿区 TC6 探槽素描图	1/200
25	10-3	××矿区 TC7 探槽素描图	1/200
26	10-4	××矿区 TC8 探槽素描图	1/200
27	10-5	××矿区 TC9 探槽素描图	1/100
28	10-6	××矿区 TC10 探槽素描图	1/100
29	11-1	××矿区 PD1 平硐展开图	1/100
30	11-2	××矿区 PD3 平硐展开图	1/100
31	11-3	××矿区 PD9 平硐展开图	1/100
32	12-1	××矿区 ZK281 钻孔柱状图	1/100
33	12-2	××矿区 ZK361 钻孔柱状图	1/100
34	12-3	××矿区 ZK363 钻孔柱状图	1/100
35	12-4	××矿区 ZK364 钻孔柱状图	1/100
36	12-5	××矿区 ZK365 钻孔柱状图	1/100
37	12-6	××矿区 ZK441 钻孔柱状图	1/100
38	12-7	××矿区 ZK442 钻孔柱状图	1/100
39	12-8	××矿区 ZK443 钻孔柱状图	1/100
40	12-9	××矿区 ZK444 钻孔柱状图	1/100
41	12-10	××矿区 ZK501 钻孔柱状图	1/100
42	12-11	××矿区 ZK504 钻孔柱状图	1/100

附 图 目 录

顺序号	图号	图　　名	比例尺
43	12-12	××矿区 ZK505 钻孔柱状图	1/100
44	12-13	××矿区 ZK581 钻孔柱状图	1/100
45	12-14	××矿区 ZK582 钻孔柱状图	1/100
46	12-15	××矿区 ZK583 钻孔柱状图	1/100
47	12-16	××矿区 ZK584 钻孔柱状图	1/100
48	12-17	××矿区 ZK661 钻孔柱状图	1/100
49	12-18	××矿区 ZKN01 钻孔柱状图	1/100
50	12-19	××矿区 ZK041 钻孔柱状图	1/100
51	12-20	××矿区 ZK121 钻孔柱状图	1/100

第 1 章 绪论

1.1 勘查目的任务

为了响应中央西部大开发的号召，促进西藏地矿事业及经济建设的发展，并从公司自身发展考虑，2003 年，西藏××矿业有限公司在充分研究前人资料基础上确定西藏自治区××县××铜矿勘查项目。项目主要工作内容是在矿区开展以铜为主的多金属矿勘查。

2004 年—2007 年 6 月的预查以 1/10000 地质测量、物探电法勘探、探槽和坑探勘查手段为手段，大致查明了矿区地质情况、地球物理特征，初步查明了矿体地表和浅部规模、形态、产状、矿石品位、赋存状态及富集规律，估算预测的矿石资源量（334）14.52 万吨，矿石平均品位 Zn11.14%，Cu0.41%，锌金属量 16175t，铜金属量 595t，为小型矿床。

2007 年，在预查的基础上，经公司各部门研究，确定矿区有普查价值。

为了进一步查明矿区区域地质矿产特征、矿区矿床特征和矿体特征，使矿区成为可供公司开发的矿产地，公司决定在矿区开展铜锌矿普查。普查目的任务是通过有效的综合手段勘查，初步查明矿区区域成矿地质背景、矿区地质特征，大致查明矿床和矿体特征及矿石质量，开展选矿试验工作，研究矿石可选性；初步了解矿区水文地质、工程地质、环境地质及其它开采技术条件；在第Ⅱ勘查类型揭露和控制的基础上，估算 Zn、Cu 控制的和推断的资源量（332+333），为进一步工作和决策提供依据。

普查阶段任务是开展矿区矿带针对有利部位的勘查和外围区域地质找矿，外围区域地质找矿手段选择 1/5 万水系沉积物测量和 1/5 万区域地质草测；矿区矿带有利部位的勘查手段选择 1/2000 矿区矿带地质测量（简测）、槽探和坑探工程揭露、样品采集测试等主要手段，并配合 1/2000 地形测量、矿区和工程测量、矿区水文地质、工程地质、环境地质及其它开采技术条件评价等辅助工作。经过普查，初步查明了矿区地层、岩浆岩、构造、变质特征和地球物理特征及矿产资源分布规律。大致查明了矿床、矿体特征、矿石特征和成因及远景，初步确定矿床成因类型为热液充填交代型矿床，在矿区的铜锌资源量达到中型矿床规模。

经研究，矿床有扩大资源潜力和开发价值，为适应公司（此时公司已更名为西藏××实业有限公司）发展的新形势，公司决定开展详查，为开发提供依据。

矿区铜锌矿详查阶段主要任务是在成矿条件最好的探矿权西部地段开展勘查，主要是利用探矿工程进行探矿，利用地形及工程测量、地质测量、物探、水工环地质工作、钻探、坑探、样品采集测试等综合勘查手段进行勘查。目的主要是基本查明成矿地质条件，通过系统的钻探、坑探和有效的物探工作，控制矿体的总体分布范围，基本控制主矿体 Zn－1 的矿体特征、空间分布；基本查明矿石的物质组成、矿石质量和矿床成因及远景；对共伴生矿产综合评价；基本查明矿床的开采技术条件；对矿石的加工选冶性能进行了试验研究；探求控制和推断的资源量，为矿山铜锌资源开发设计的编制提供依据。

公司要求在 2008 年完成野外地质工作和室内样品分析测试、试验及资料整理的基础上，年底提交矿区铜锌矿详查报告。

西藏自治区矿产储量评审中心于 2008 年 12 月 28 日对详查报告进行了评审，并以藏矿储评字［2009］1 号文件的形式对该详查报告予以评审通过（附件 6）。随后公司于 2009 年 4 月 20 日在西藏自治区国土资源厅资源处对矿区资源进行了资源储量登记备案，备案文件号为藏国土资储备字［2009］08 号文件（附件 7）。2009 年 10 月，西藏××矿业股份有限公司通过转让从西藏××实业有限公司获得本矿区矿业权。

为了上市需要，西藏××矿业股份有限公司要求开展矿区铜锌矿资源储量核实工作，对矿区实际地质情况和勘查中开展的工作进行野外实地检查核实，主要强调检查开展的工作手段和工作量及工作质量（尤其是探矿工程施工质量和样品采集测试质量），并要求在检查核实的基础上尽快提交矿区铜锌矿资源储量核实报告。

1.2 位置与交通

××矿区位于××县境内，县城 355°方向平距 44km，属旁多乡管辖，原详查探矿许可范围为东经××′00″～××″，北纬××″～××″，面积 73.73km^2（附件 2），实际详查和本次核实主要针对探矿权西部××村北部围绕 4993 山顶一带东经××″～××″，北纬××°××″～××″（X××-××, Y××-××），面积 3.23km^2 范围内的成矿条件最有利地段开展了系统勘查评价，该范围是本报告中所叙述的矿区范围，也是变更后的详查探矿权区，本矿区是原详查探矿权范围的一部分。

矿区有简易公路直通县城，××县到拉萨为柏油路面。矿区和拟建选矿厂至当雄县宁中乡有 33 km 的简易公路，宁中乡至青藏铁路当雄火车站有 20km 的公路（青藏公路）相通，交通较为方便，仅需要在矿山山脚乌鲁龙曲修建过河桥一座（图 1-1）。

1.3 自然地理与经济状况

矿区地处念青唐古拉山南侧的拉萨河上游乌鲁龙曲北岸，属高原深切割区，山脉高大连绵，矿区最高海拔 5543.7m，最低略低于 4100m，相对高差 1443.7m，属深切割高山区，相对高差较大，总体地势北高南低（图 1-2）。近南北向和东西向水系发育，水源补给为大气降水和冰雪融水及地下水。乌鲁龙曲由北西西向南东东汇入拉萨河。

矿区气候属高原温带半干旱季风气候区，年日照时数 3000 小时左右，年无霜期 120 天左右，年温差小，日温差大，紫外线辐射强烈，气候恶劣，空气稀薄。年降雨量 491mm，雨季集中在 6～9 月，12 月至次年 3 月为冰冻期，年平均气温 2.9℃，最高气温 25℃，最低气温可达－20° C。区域内自然灾害主要有洪涝、泥石流、干旱、冰雹、病虫害、雪灾、霜灾等。

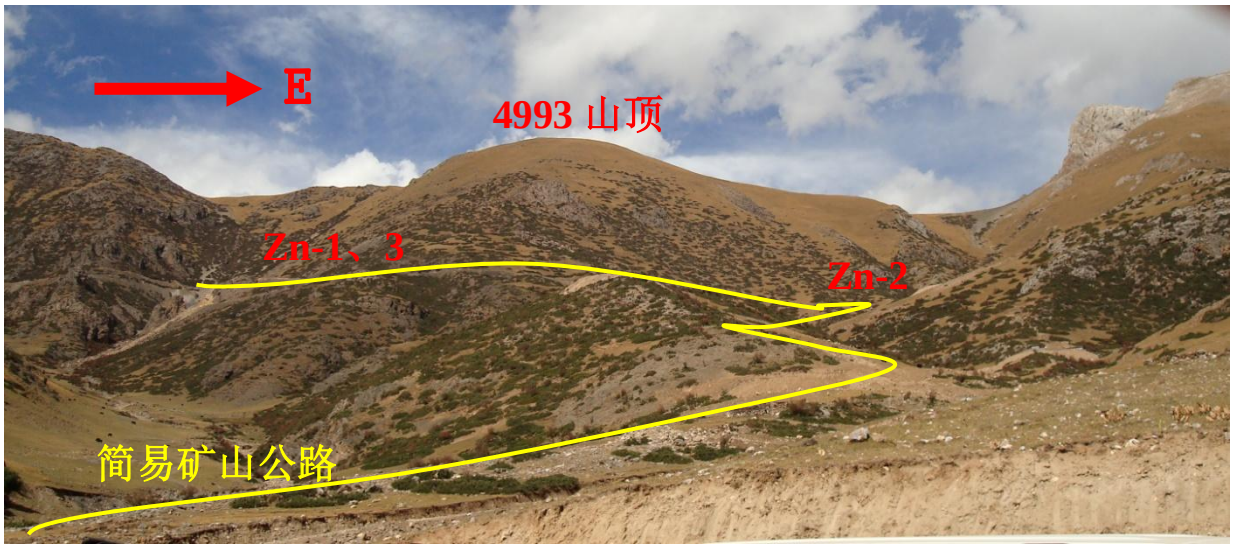


图 1-2 矿区主矿体地段总体地貌特征

图 1-1 矿区交通位置图



区内居民为藏族，人烟稀少，以牧业生产为主，属半农半牧区，经济落后。由于矿区紧邻××、当雄县和拉萨，主要生产、生活物资可由拉萨市、当雄县和××县较方便地获得供给。区内电力设施完备，藏中电网高、低压输电线路均经过矿区南侧，可提供生产、生活之需。而矿区主要矿体距离河流最近也只有 2.6km，并且矿区下游河谷洪积层中地下水资源较丰富，可以就近获得生产生活用水。

××藏族意为“天然形成的地方”。××县地处西藏中部、拉萨河上游及澎波河流域，县驻地距拉萨市 65km。全县辖 9 乡 1 镇，49 个村民委员会，431 个自然村。全县总面积 4512km^2，2003 年总人口 6 万。主要公路及乡村公路已形成通拉萨市、邻近各县、各乡的交通网。

××县因其特殊的地理位置，土地资源极为丰富，拥有 18 万亩耕地，3.5 万亩人工草场，505 万亩天然草场，5.4 万亩水域。农副产品主要有冬小麦、春小麦、青稞、油菜、土豆、萝卜、白菜等；动物资源主要有牦牛、黄牛、绵羊、山羊等；野生动植物资源主要有獐子、白唇鹿、旱獭、猞猁、黑颈鹤、雪鸡、灰鸭、野山羊、斑头雁及虫草、贝母、红景天、雪林芝等藏药材；矿产资源有铅、锌、铜、银、金、石膏、矿泉水等。

2007 年，××县生产总值 5.62 亿元，人均生产总值 9797.11 元，财政收入 1100 万元，在西藏自治区内属于财政状况较好的县份。

1.4 矿权设置情况

西藏××矿业有限公司于 2003 年 10 月 28 日在该区登记办理了探矿权，取得铜矿预查探矿资格，发证机关为西藏自治区国土资源厅。2006 年 6 月，公司延续预查探矿权，探矿矿种为铜矿，发证机关为西藏自治区国土资源厅。

探矿权证号：××

坐标：东经××，北纬××″。

面积：5.56km^2。

根据预查工作成果，2007 年 7 月 16 日，西藏××矿业有限公司变更了探矿权，获得普查探矿权（附件 1），探矿矿种为铜锌矿，发证机关为西藏自治区国土资源厅。

探矿权证号：××

普查范围为：

东经××″，北纬××″。

面积：73.73km^2。

有效期为 2007 年 7 月 16 日—2008 年 7 月 16 日。

根据普查工作成果，2008 年 8 月 9 日，西藏××矿业有限公司变更了探矿权，获得详查探矿权（附件 2），探矿矿种为铜锌矿，发证机关为西藏自治区国土资源厅。同时，西藏××矿业有限公司更名为西藏××实业有限公司，所以，探矿权人也相应变更为西藏××实业有限公司。

探矿权证号：××

详查区由 10 个拐点圈定，各拐点坐标为：

1、东经××，北纬××

2、东经 0″，北纬；

3、东经，北纬″；

4、东经″，北纬；

5、东经，北纬；

6、东经，北纬；

7、东经，北纬

8、东经，北纬；

9、东经，北纬″；

10、东经″，北纬″；

面积：73.73km^2。

有效期为 2008 年 8 月 9 日—2009 年 8 月 9 日。

西藏××矿业股份有限公司为了掌握尽量多的资源，于 2009 年 9 月通过转让从西藏××实业有限公司获得本矿区矿业权，并向西藏自治区国土资源厅申请采矿权。同时，探矿权面积和申请划定矿区范围也相应变小，仅仅局限于原探矿权西部探矿工程施工较多的××村北部一带。

探矿权证号：

变更后的详查区由 4 个拐点圈定（附件 3、插图 1-3），相当于原详查范围的重点工程施工区，各拐点坐标为：

1、东经 9″，北纬；

2、东经″，北纬″；

3、东经，北纬

4、东经″，北纬 3；

面积：3.23km^2。有效期为 2009 年 10 月 3 日—2010 年 10 月 3 日。

申请划定矿区范围由 4 个拐点圈定，范围与变更后的详查探矿权基本一致，各拐点坐标为：

1、　　。

面积 3.24km^2。

申请划定矿区面积与变更后的详查探矿权面积的 0.01 km^2 的差别是探矿权系统设置整数造成的，实际范围一致。

详查阶段和本次资源储量核实中资源量估算范围（图 1-3）完全重合，位于探矿证和申请划定矿区范围西南部，亦由 4 个拐点圈定，各拐点坐标为：

。

面积：140000m^2。

1.5 以往地质工作概述

本区系统的地质矿产工作始于二十世纪五十年代，工作较少，程度低（图 1-4），但都卓有成效，到目前为止，主要工作有：

1.5.1　以往区域地质工作

二十世纪五十年代初期，李璞等在本区开展过 1/50 万路线地质调查。五十年代中晚期，青海与西藏石油普查大队在羊八井—当雄—那曲一带作过 1/100 万石油地质普查。尽管当时在测区进行了开创性的地质调查工作，对区域地层划分、区域构造格架和矿产资源潜力进行过初步分析与总结，填补测区地质构造资料的空白；地质工作总体以小比例尺的路线地质调查为主，工作较为粗略，研究程度较低。

中国科学院于 1960～1961 年、1963 年、1966～1968 年先后三次组织对青藏高原与喜马拉雅山地区的综合科学考察，将地质考察列为重要内容。建立若干重要地层单元，发现一些重要的古生物化石、岩浆侵入体与重要构造带。对青藏高原的隆升时代进行过

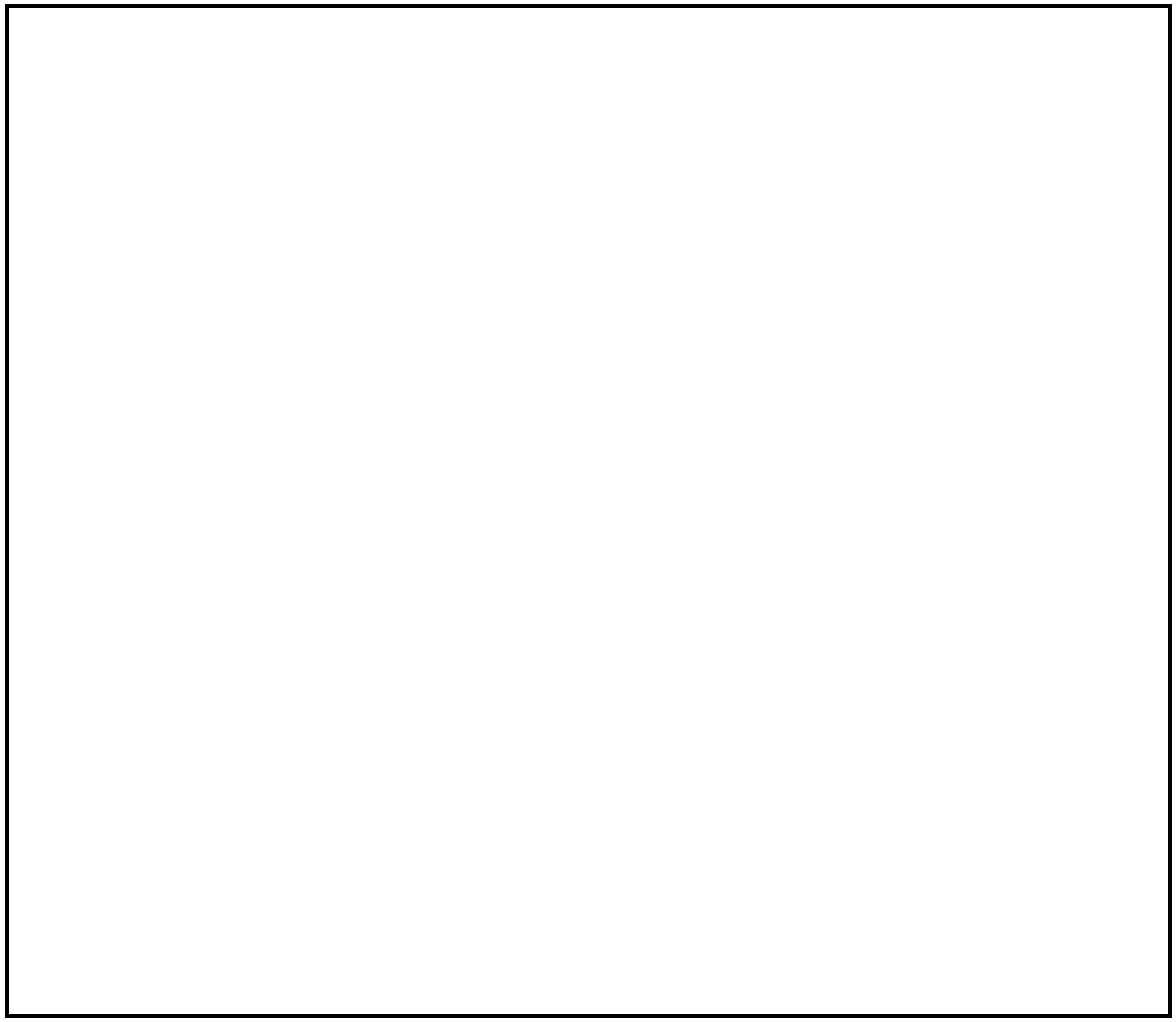


图 1-3 资源量估算范围与勘查许可范围叠合图

图 1-4 矿区研究程度图

系统的调查与分析，提供了一套较为系统的地质资料，出版了系列专著。

二十世纪七十年代中期，西藏地质局综合普查大队开展旁多—谷露 1/20 万路线地质调查、纳木错—嘉黎 1/50 万路线地质调查、等工作，对中新生代盆地的地层系统、沉积建造与构造演化进行了较为系统的调查与分析。

1975～1979 年，西藏地质局组织完成拉萨幅 1/100 万区域地质调查，编制拉萨幅 1:100 万地质图，提交相关的区域地质调查报告，极大地提高测区基础地质调查与研究程度，尤其是了解了区域成矿背景及矿产分布特征，并在矿区一带发现铁矿转石，转石中见风化成份为褐铁矿的闪锌矿假晶。为以后的研究及本项目工作提供了重要的参考资料。但由于历史条件与工作精度的限制，均缺乏系统深入的研究工作。

二十世纪七十年代，地质部航空物探大队完成东经 88°～94°、北纬 29°～33°地区的 1:50 万航磁测量，完成部分地区的航空遥感观测。

1980 年，原地矿部青藏高原综合地质调查大队会同有关地矿局，在分析已有资料与综合研究的基础上，编制出版青藏高原及邻区 1:150 万地质图。

1987～1989 年，西藏地矿局联合成都地矿所与成都地院的部分专家，在综合研究的基础上，编制西藏自治区地质图（1/150 万）、岩浆岩图（1/200 万）与构造图（1/200 万），编著《西藏自治区区域地质志》；统一西藏综合地层区划，深化了中生界界线地层的研究，划分花岗岩的成因类型与岩浆作用的构造类型，区分蛇绿岩组合与非蛇绿岩组合基性超基性岩；对青藏高原构造演化、深部构造与新构造运动进行了系统分析。该成果对西藏的地学研究产生了深远影响。

1987 年～1990 年西藏地矿局物探大队开展了 1/50 万那曲幅区域化探工作，了解了区域地球化学特征，圈定化探异常 100 处。其中矿区所在地有较好的铜、铁、银、锌高值显示，为进一步的找矿工作提供了地球化学依据。

2000～2002 年，中国地质调查局组织、中国地质科学院力学研究所承担完成了 1/25 万当雄幅（H46C002001）区域地质调查报告。在区域地层、第四纪地质、火山岩、变质岩、侵入岩、区域构造和经济地质各方面，都取得了丰硕的地质成果和不同程度的研究进展。为本次勘查工作提供了较为详细的区域参考资料。

1.5.2 以往矿产地质工作

2003 年，我公司在该区开展了踏勘工作，证实了铁矿转石的存在，并发现有铜矿化现象，确定矿区有进一步工作价值。

2004 年～2006 年，我公司在矿区开展了以 1/1 万地质草测、1/1 万激电测量和探槽揭露及样品采集测试为主的预查工作，并进而开展了平硐揭露，平硐中发现了铜锌矿。初步查明了矿区地质情况、地表和地下浅部矿体规模、形态、产状、矿石品位、赋存状态及富集规律，大致了解了矿区水文地质、工程地质条件，估算预测的矿石资源量（334）14.52 万吨，矿石平均品位 Zn11.14%，Cu0.41%，锌金属量 16175 t，铜金属量 595 t，为小型矿床，确定矿床有一定商业价值。

2007 年，在预查的基础上，公司在矿区开展铜锌矿普查。以 1/5 万水系沉积物测量、1/5 万区域地质草测、1/2000 矿区矿带地质测量（简测）、槽探、坑探和钻探工程揭露、样品采集测试等主要手段，并配合 1/2000 地形测量、矿区和工程测量、矿区水文地质、工程地质、环境地质及其它开采技术条件评价等辅助工作。大致查明了矿区地层、岩浆岩、构造、变质特征和地球物理特征及矿产资源分布规律。大致查明了矿床、矿体特征、矿石特征和成因及远景，初步确定矿床成因类型为热液充填交代型矿床。在矿区探求控制的和推断、预测的资源量（332+333+334）为矿石量 385.08 万吨；锌金属量 196991t，品位 5.12%；铜金属量 23783t，品位 0.62%；伴生银金属量 83974kg，品位 22g/t。矿床主矿化元素铜锌混合品位为 Zn＋Cu5.74%。矿床为中型规模的铜锌矿床。矿床有扩大资

源潜力和开发价值。

以上工作为矿区铜锌矿详查评价工作提供了依据。

1.6 详查和核实工作情况

在前期普查取得成果基础上，西藏××实业有限公司确定××矿区有一步勘查和开发价值，根据公司勘探事业部的建议，组织公司各有关部门开展研讨，确定了矿区铜锌矿详查工作规划和总体进度安排。

2008 年 4 月，矿区年度野外工作开始实施。2008 年 7 月，在继续普查工程施工的同时，公司明确了详查工作计划和实施要领，编写了详查设计书，办理了详查探矿手续。在获得探矿资格后，继续实施野外地质勘查，参加的技术人员包括公司的地质、测量、探矿、安全、样品测试试验和西藏地勘局中心实验室及湖南有色金属研究院技术人员。

由于探矿权范围较大，而各地段矿化情况有差别。经过前期填图工作证实，探矿权东段矿化差，不具备形成工业矿床的条件，西段成矿条件好，可以取得较好的进展。根据前期成果，普查和本阶段详查重点评价的矿区是探矿权区的一部分，矿区位于探矿权区西部。主要围绕矿区 4993 山顶一带 X3353200-3355000，Y16324800-16326600，面积 3.24km^2 范围内采用探矿工程开展了较系统的揭露评价，投入的手段主要包括测绘、地质简测、水工环地质、物探、坑探、钻探、槽探和样品采集测试等。至 11 月，历时 7 个半月时间，圆满完成了详查野外工作任务，同时样品分析测试研究、资料整理和报告编写工作也基本同步完成。

在各阶段勘查工作中，收集了大量的野外地质资料，资料真实、数据可靠。矿区预查、普查和详查阶段投入了大量的工作，完成的各类工作量见表 1-1。

经过检查验收，勘查中取得的地质成果主要有：

基本查明了矿区地层、岩浆岩、构造、变质特征和地球物理特征及矿产资源分布规律。

基本查明了矿床、矿体特征和成因及远景，大致查明了矿石特征，确定矿床成因类型为热液充填交代型矿床，矿床控制程度达到了控制和推断要求，矿床资源基本控制。

详查工作在矿区对矿体的控制程度较普查阶段有很大提高，矿床规模有较大程度扩大，矿床主矿化元素铜锌混合品位变化不大，矿床为中型规模。

经过预查、普查、详查三个阶段，总共在矿区探求控制的和推断、预测的资源量（332+333+334）为矿石量 716.45 万吨，其中控制的 491.30 万吨，占总资源量的 64.1%，推断的 203.19 万吨，占总资源量的 28.4%，预测的 21.96 万吨，占总资源量的 7.5%；锌金属量 438946t，品位 6.13%，其中控制的 348684t，品位 7.10%，推断的 80486t，品位 3.96%，预测的 9776t，品位 4.45%；铜金属量 34993t，品位 0.49%，其中控制的 20981t，品位 0.43%，推断的 11847t，品位 0.58%，预测的 2105t，品位 0.96%；伴生银金属量 112879kg，品位 15.76g/t，其中控制的 71948kg，品位 14.64g/t，推断的 35913kg，品位 17.67g/t，预测的 5018kg，品位 22.85g/t。矿床主矿化元素铜锌综合品位为 Zn＋Cu6.62%，伴生镉 1813t，镓 229264kg，硫 558830t。矿床为中型铜锌矿床。该储量已经于 2009 年 1 月 5 日以藏矿储评字［2009］1 号文件的形式对该详查报告予以评审通过（附件 6），并于 2009 年 4 月 20 日在西藏自治区国土资源厅对矿区资源进行了资源储量登记备案，备案文件号为藏国土资储备字［2009］08 号文件（附件 7）。

矿床矿体平均厚度 22.40m，其中 Zn-1 矿体平均厚度 30.95m。

提出了矿区铜锌矿资源开发建议。

经费使用情况：不包括地方关系协调费用和勘查环境保护费用，矿区预查和普查阶段工作发生费用 426.30 万元，详查阶段工作发生费用 1127.32 万元。

表 1-1 完成实物工作量表

项目		单位	各阶段完成工作量				备注
			预查	普查	详查	合计	
测绘	矿区测量控制网	个		1	1		详查阶段完善了控制网，控制点 10 个，加密图跟测量 10 个，实际控制网 3 组。地形测量面积含拟建选厂及尾矿库地形，矿区实际测量面积 2.50 km^2。勘探线测量长度为平面长，详查阶段对普查阶段的勘探线进行了重新测量。
	1：2000 地形简测	km^2		1.00	7.56	8.56	
	勘探线测量	km		1.60	1.80	1.80	
	勘探线基点埋设	个			7	7	
	勘探线端点埋设	个			14	14	
	工程点定位测量	个		13	15	28	
	地质点定位测量	个		30	50	80	
	坑道测量	m		1593.20	2751.74	2751.74	
	物探异常点定位测量	个		20		20	
地质测量	1：50000 地质草测	km^2		73.73		73.73	
	1：10000 地质草测	km^2	5.56			5.56	
	1：2000 地质简测	km^2		1.80	1.50	3.30	
化探	1：50000 水系沉积物测量	km^2		73.73		73.73	
物探	1：5000 激电剖面测量	km	16.57			16.57	
	激电测深	m	640			640	
	瞬变电磁测量	km^2			1.94	1.94	194 点，检查 10 点
水工环	1：2000 水工环简测	km^2			1.80	1.80	水样 6 件
	水文观测	批次			30	30	
	钻孔稳定水位测量	次			5	5	
	工程岩样	件			27	27	3 组
探矿工程	坑探	m	195	1593.20	1158.54	2751.74	8 条
	钻探	m		177.50	7146.97	7324.47	20 孔
	探槽	m^3	486	6093.94	271.62	6851.56	11 条
样品	岩矿石化学基本分析样	件	148	445	988	1481	
	组合样	件			10	10	
	小体重样	件	4	33	26	63	
	矿石物相分析样	件	1			1	
	矿石光谱分析样	件		2	10	12	
	岩石薄片样	件	2	4	5	11	
	矿石光片样	件	1	2		3	
	矿石加工技术性能样	件		1	1	2	

在详查工作结束后，西藏××矿业股份有限公司为了矿业权转让和上市工作需要，安排开展矿区铜锌矿资源储量核实工作，对矿区实际地质情况和勘查中开展的工作进行了野外实地检查核实，主要检查了开展的工作手段和工作量及工作质量（尤其是探矿工程施工质量和样品采集测试质量），在检查核实的基础上，安排技术力量编写资源储量核实报告。

本次核实工作对资源估算过程中主矿体部分块段划分过大者进行合理分割，重新估算并重新对资源量进行分类，确定在矿区探求控制的和推断的资源量（332+333）为矿石量 673.55 万吨（表 8-2，附表 17、附表 18），其中控制的 443.79 万吨，占总资源量的 65.89%，推断的 229.76 万吨，占总资源量的 34.11%；锌金属量 407084t，品位 6.04%，其中控制的 310683t，品位 7.00%，推断的 96401t，品位 4.20%；铜金属量 33886t，品

位 0.50%，其中控制的 18976t，品位 0.43%，推断的 14910t，品位 0.65%。矿床主矿化元素铜锌金属总量 440970t，混合品位 Zn＋Cu6.54%。伴生银 114.30t，品位 16.97g/t，其中控制的 70.23t，品位 15.83g/t，推断的 44.07t，品位 19.18g/t。伴生镉 1684t，镓 216t，硫 52.54 万吨。

矿床矿体平均厚度为 21.09m，其中 Zn-1 矿体平均厚度 29.08m，该主要矿体控制部分厚度 36.72m，推断部分厚度 19.89m。

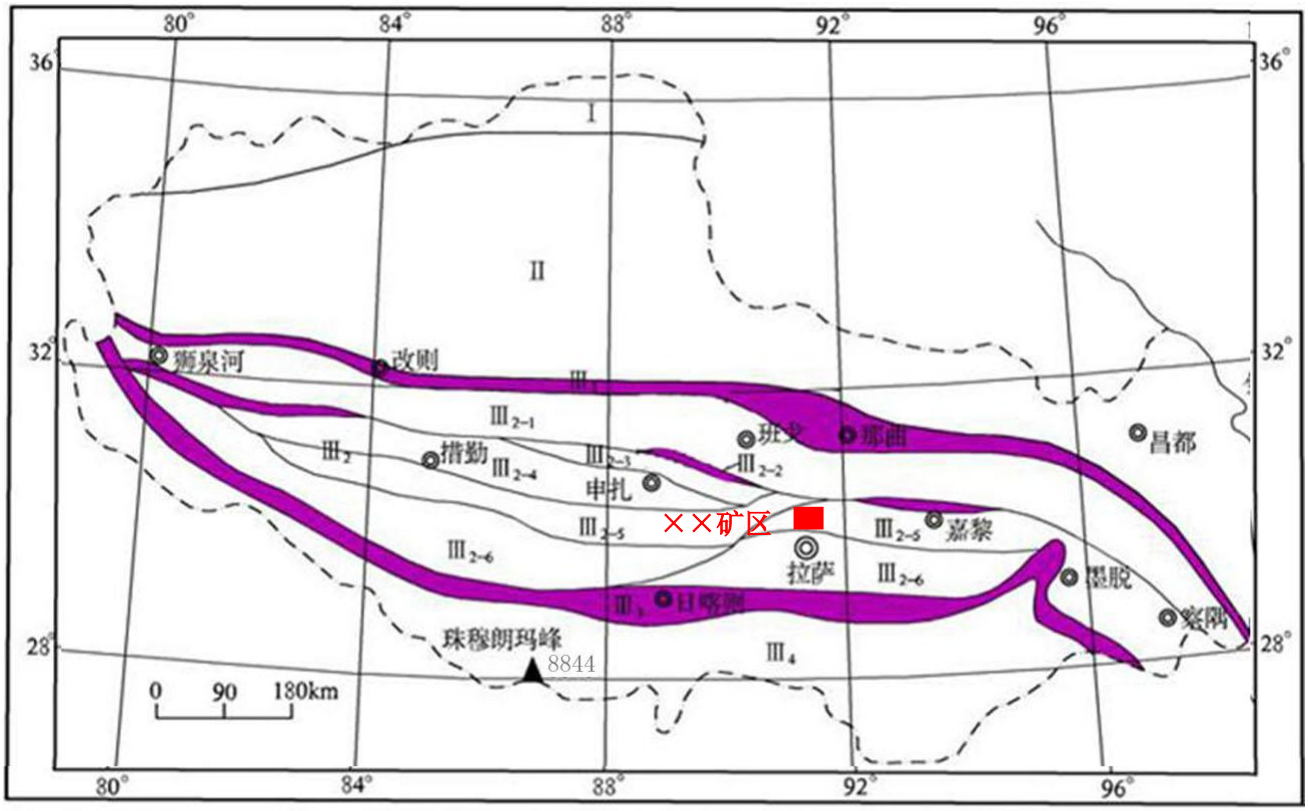
通过核实，与详查报告相比，矿床矿石资源量总量由 716.45 万吨变为 673.55 万吨，减少 42.90 万吨。金属量变化情况为：Zn 由 438946t 变为 407084t，减少 31862t；Cu 由 34993t 变为 33886t，减少 1107t；Ag 由 112.88t 变为 114.30t，增加 1.42t；Cd 由 1813t 变为 1684t，减少 129t；Ga 由 229t 变为 216kg，减少 13t；S 由 55.88 万吨变为 52.54 万吨，减少 3.34 万吨。

经过本次核实工作，资源量变化较小，原因是核实并未开展进一步的勘查工作，仅仅检查核实了以前勘查中开展的工作情况。对矿区资源量进行了重新估算，估算方法和过程相同，之所以出现资源量变化，是因为对矿体进行了块段的重新划分，将原划分的过大的块段进行分割处理，并进行类别的重新划分，使之更加合理。

第 2 章 区域地质

根据《青藏高原及邻区地质图说明书（1：1500000）》（中国地质调查局成都地质矿产研究所，2004 年）的划分，矿区大地构造单元属于冈瓦纳北缘晚古生代－中生代冈底斯－喜马拉雅构造区之拉达克－冈底斯－拉萨－腾冲陆块的隆格尔－工布江达断隆带（插图 2-1）。

根据最新的西藏自治区成矿区带划分方案，矿区属特提斯成矿域（Ⅱ）藏南－滇西成矿省（Ⅱ3）冈底斯成矿带（Ⅱ3－2）之念青唐古拉中生代、新生代铅锌银铜金成矿带（Ⅳ）的拉屋－××铜铅锌中生代成矿带（Ⅴ）。位于冈底斯—念青唐古拉褶皱系的中段南部，属冈底斯多金属成矿带东段的洞中松多—洛巴堆多金属成矿亚带西端拉屋—××成矿有利区段（插图 2-2，附图 1），该成矿带已发现多处金属矿产地，具备形成中大型多金属矿床的条件。



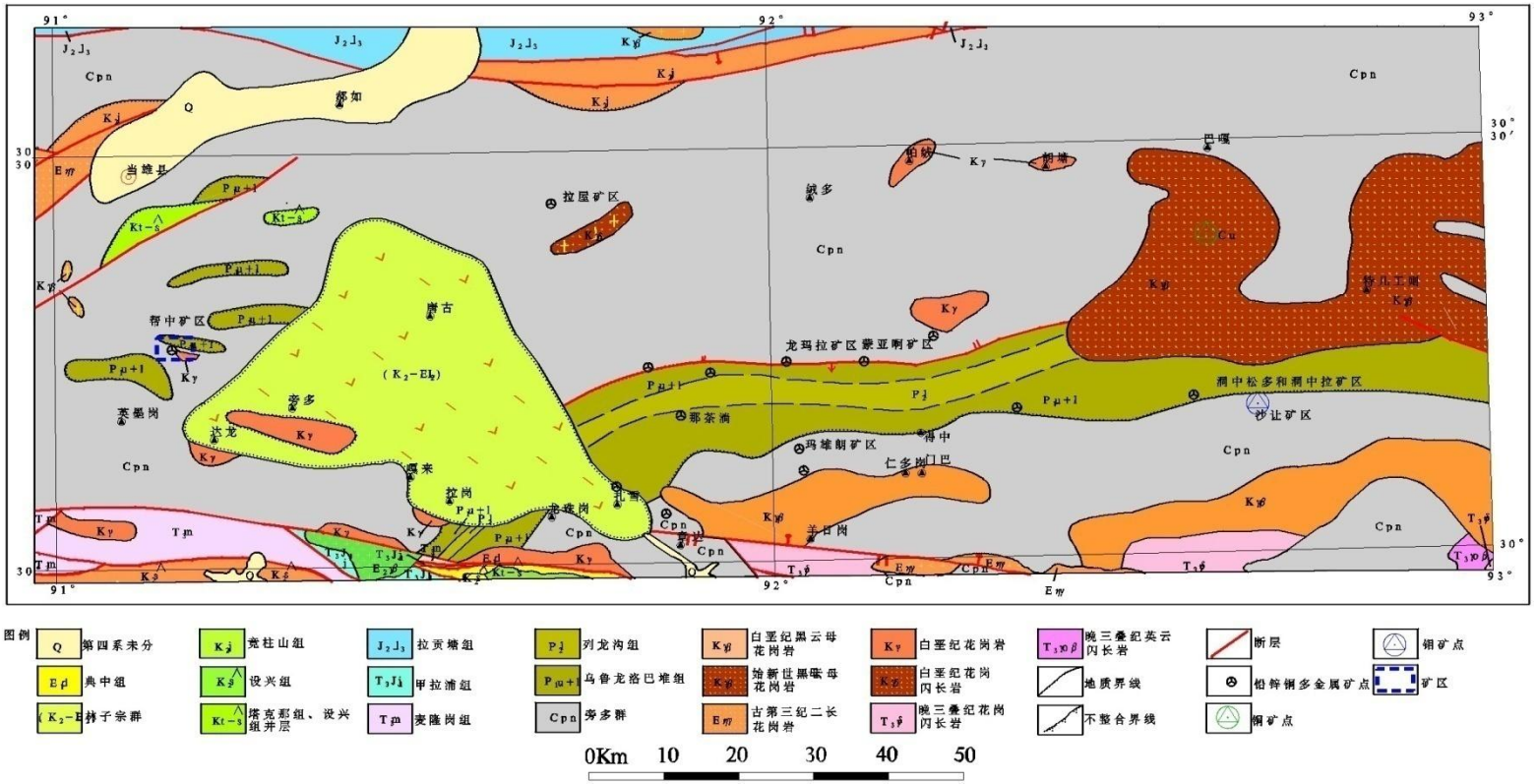
Ⅰ 泛华夏大陆早古生代秦祁昆构造区；Ⅱ 泛华夏大陆晚古生代羌塘-三江构造区；Ⅲ 冈瓦纳北缘晚古生代-中生代冈底斯喜马拉雅构造区；$Ⅲ_1$ 班公湖- 怒江结合带；$Ⅲ_2$ 拉达克-冈底斯-拉萨-腾冲陆块；$Ⅲ_3$ 印度-雅鲁藏布江缝合带；$Ⅲ_4$ 印度板块；$Ⅲ_{2-1}$昂龙冈日-班戈-腾冲 燕山期岩浆弧带；$Ⅲ_{2-2}$ 狮泉河-永珠-嘉黎结合带；$Ⅲ_{2-3}$ 申扎古生代断隆；$Ⅲ_{2-4}$ 革吉-措勤晚中生代复合弧后盆地带；$Ⅲ_{2-5}$隆格尔-工布江达断隆；$Ⅲ_{2-6}$ 冈底斯下察隅晚燕山-喜马拉雅期岩浆弧带；

图 2-1 大地构造区带单元划分图

2.1 地层

地层区划属于冈底斯－喜马拉雅大区之冈底斯－腾冲区的拉萨－察隅分区，发育了以旁多群为主体的石炭—二叠系、中生界三叠—白垩系、新生界林子宗群年波组、帕那组（见附图 1、表 2-1）。

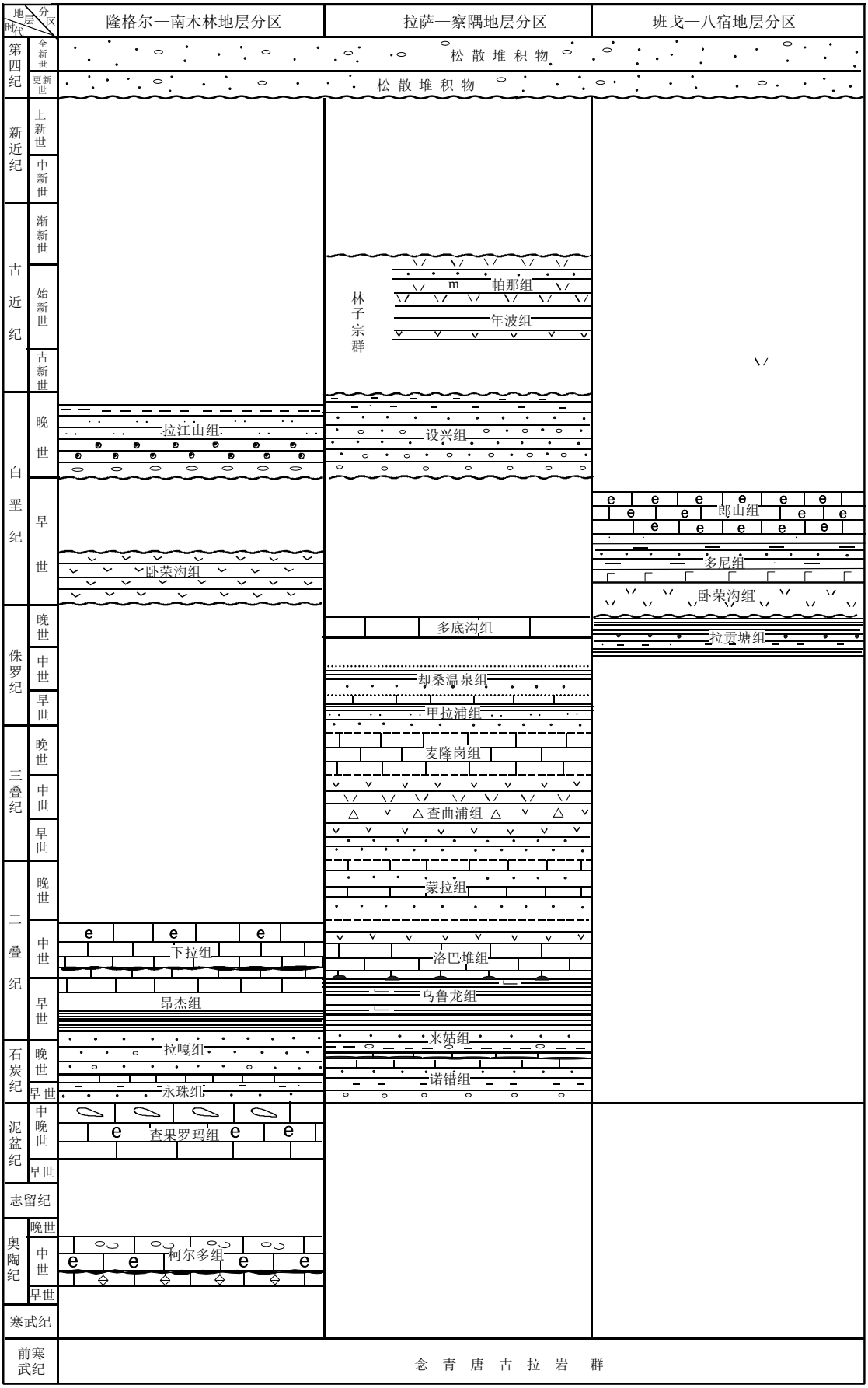
拉萨－察隅地层分区西以念青唐古拉山前大断裂为界（当雄－羊八井断裂），北、东接永珠－嘉黎－波密结合带，南边与雅鲁藏布江缝合带为界。该地层分区最老的地层



（根据 1/100 万拉萨幅区调报告和近年各矿点勘查成果汇编，用于说明区域矿带矿床展布特征）

图 2-2 洞中松多—洛巴堆多金属成矿带区域地质矿产图

表 2-1 区域地层序列表


地层分区
隆格尔—南木林地层分区
拉萨—察隅地层分区
班戈—八宿地层分区
第四纪
全新世
更新世
松散堆积物
松散堆积物
新近纪
上新世
中新世
古近纪
渐新世
始新世
古新世
林子宗群
m
帕那组
年波组
白垩纪
晚世
早世
拉江山组
设兴组
郎山组
多尼组
卧荣沟组
卧荣沟组
侏罗纪
晚世
中世
早世
多底沟组
拉贡塘组
却桑温泉组
甲拉浦组
三叠纪
晚世
中世
早世
麦隆岗组
查曲浦组
二叠纪
晚世
中世
早世
蒙拉组
下拉组
洛巴堆组
昂杰组
乌鲁龙组
来姑组
石炭纪
晚世
早世
拉嘎组
永珠组
诺错组
泥盆纪
中晚世
早世
查果罗玛组
志留纪
奥陶纪
晚世
中世
早世
柯尔多组
寒武纪
前寒武纪
念青唐古拉岩群

为下元古界念青唐古拉群，主要分布在米林县以西地区。区域地层有：

上古生界石炭系诺错组（$C_{1-2}n$）的一套板岩和碳酸盐岩，石炭－二叠系来姑组（C_2P_1l）黑色为主砂岩、含砾细碎屑岩、含砾泥质粉砂质板岩（cslb），二叠系乌鲁龙组（P_1w）的黑色钙质泥岩、粉砂质泥岩夹砂岩及薄层生物碎屑灰岩，二叠系洛巴堆组二段（P_2l^2）灰色厚层泥晶灰岩、黄褐色薄层生物碎屑泥晶灰岩，局部夹灰色厚层含燧石结核泥晶生屑灰岩，白垩系设兴组一段（K_1s^1）红褐色为主的杂色厚层复成分砾岩、含砾中细粒钙质长石岩屑砂岩夹红褐色泥岩，古近系帕那组三段（E_2p^3）粗安岩、英安质火山岩及流纹质火山岩为主，古近系帕那组三段（E_2p^4）中性、中酸性－偏碱性火山岩，古近纪始新统的潜粗安岩（$E_2\tau\ \alpha$），第四系上更新统冲积层（Q_p^{3al}）、上更新统－全新统洪冲积层（$Q_{p\text{-}h}^{3pal}$）、全新统冲积层（Q_h^{al}）。

区内已知旁多群是含矿地层，与成矿关系密切。

2.2 岩浆岩

区域内酸性侵入体极为发育，规模不一，具多期次活动特征，是冈底斯陆缘火山—岩浆弧之一部分，形成时代包括早侏罗世、早白垩世、始新世和中新世；岩石类型以中－酸性深成岩为主，仅在旁多区的查苍卡地区出露小面积基性岩侵入体，时代为印支期、燕山期和喜山期。

侏罗纪侵入岩分布于北西部，为宁中独立单元（J_1N），侵位时代为早侏罗世。主要呈小型岩株产出，岩石类型为粗中粒白云母二长花岗岩、中粗粒二云母二长花岗岩。岩体侵入围岩包括石炭—二叠系诺错组和来姑组。

早白垩世基性侵入岩出露于北西部，为茶苍卡独立单元（K_1C），主要岩性为细粒辉长岩，是测区出露面积最小的侵入岩。主要围岩为石炭系诺错组板岩，与欧郎序列的浦迁单元石英二长闪长岩之间为脉动接触关系，在接触面石英二长闪长岩一侧可见细粒化带和冷凝边。形成于火山弧环境，岩浆可能来源较深。

早白垩世欧郎序列的浦迁单元（K_1P），分布于北西部，岩性为细中粒斑状石英二长闪长岩岩体南部与石炭系诺错组变质长石石英砂岩、泥质板岩之间为断层接触关系，接触面产状为：15°～20°∠70°，接触带宽大于 15m。岩体东部与诺错组呈侵入接触关系。具深成岩体的特征。

古近纪旁多序列为一套中—酸性的岩石组合，主要的岩石类型为二长岩、石英二长岩、二长花岗岩和钾长花岗岩，结构上可分为中细粒、细粒和斑状结构，主要有吉目雄单元（E_2J）、郎莫单元（E_2L）、托龙单元（E_2T）和雄多单元（E_2X）。基岩出露情况较好，中等剥蚀程度，岩石风化程度中等，岩体内部没有明显的相带划分，脉岩不发育。旁多序列岩体侵入的围岩为石炭系诺错组含粉砂板岩、浅变质砂岩、灰岩和始新统帕那组中、酸性火山碎屑岩、火山熔岩。在欧朗和旁多乡东南部，岩体侵入的最新地层为始新统帕那组熔结凝灰岩，侵入接触关系清晰。属于中等深度岩体特征。

始新世煌斑岩脉（λ）：分布于北东角，脉宽 4～6m，长度约 200m，产状 35°∠60°；侵入地层为下白垩统设兴组红色砂岩、粉砂岩。岩石呈暗绿色，风化后呈棕红色。

不同类型的岩浆岩具有不同的成矿专属性，因此，特定的岩浆岩带对特定的矿床类型具有空间分布上的控制作用。区域岩浆活动为矿质活化、迁移、富集成矿提供了条件。

2.3 构造

大地构造单元属于冈瓦纳北缘晚古生代－中生代冈底斯－喜马拉雅构造区之拉达克

－冈底斯－拉萨－腾冲陆块的冈底斯－下察隅晚燕山－喜马拉雅期岩浆弧带。

2.3.1 断层

区域上发育不同方向、不同性质、不同规模和不同时代的断裂构造。断裂分布有序，方向性强，脉络清楚，具有多期活动特征。北北东向和近东西向断裂构造构成区域主体构造格局，尚发育北东向、北西向、近南北向及弧形—环行断裂构造。绝大部分区域断裂形成时代为中新生代，前中生代区域断裂构造在区内表现不明显。由于断裂的多期活动及分段性，造成不同方向、不同性质断层的多次迭加和交切改造，形成复杂多样的构造形态。各断层特征见表 2-2，主要断层特征如下。

巴嘎当断层（F34），近东西向，其与北侧的央日阿拉断层（F33）是两条大体彼此平行且相对倾斜的正断层，构成一个平面上近东西向并向北微凸的地堑构造型式。断层（F34）总体倾向北，倾角非常陡，局部区段近直立，断层面产状 350°∠75°~30°∠85°。

色日阿断层（F38）：是区域规模较大的北东向断层，平面上呈舒缓波状延伸，长约 36km。沿断层发育断层破碎带，宽数 m—数十 m。断层面主体倾向南东，倾角一般 40º～45º，局部地段较陡以致直立。组成断层上下两盘的地质体不一致，南东盘（上盘）从北到南由诺错组、来姑组及帕那组地层组成；北西盘（下盘）从北到南为诺错组、来姑组、洛巴堆组、昂杰组及帕那组地层构成。断层上下两盘靠近断层面附近的岩石均发生不同程度的劈理及片理化作用，而断层破碎带内次级断面、小褶皱和构造透镜体则非常发育。断层破碎带内次级断面倾向南东，与主断面倾向一致，上附有擦痕及阶步。该断层具由南东向北西的逆冲性质。

××逆冲推覆断层（F39）：分布在旁多区北西 16km 处的××地区。逆冲推覆断层由南北两个封闭的环状断层和连接二者的构造角砾岩组成，几何形态呈不规则状，是经过后期断裂构造破坏和长期剥夷之后的残存几何形态。断层上盘为洛巴堆组（P_2l），属外表地层系统，为逆冲岩席。下盘为诺错组（$C_{1\text{-}2}n$）属准原地地层系统。二者之间发育非常清楚的构造破碎带。据区域类似构造形迹对比分析，认为帮冲逆冲推覆断层形成时代为始新世末期—渐新世。

2.3.2 褶皱

区域内褶皱构造非常发育。由于断裂构造的限制、破坏、改造及岩浆侵入体的吞噬，很多褶皱受到改造或破坏。褶皱轴向以近东西向为主，主要为向斜构造。现将主要的简述如下：

日杂—嘎达拉—多扎岗复向斜：分布于 茶仓卡－F36 号断层以南，为区内规模最大的区域性复式褶皱构造。轴向由西至东从近东西向—北东东向—东西向转变，枢纽呈舒缓波状起伏。卷入褶皱变形的地层有石炭系诺错组、上石炭统—下二叠统来姑组、下二叠统乌鲁龙组、中二叠统洛巴堆组。核部见于日杂—嘎达拉一带，主要由下二叠统地层组成，南北两翼主要由石炭系—下二叠统地层构成。该向斜普遍遭受后期北东向断层、近东西向断层、北西向断层及北东东向断层的切错，并被古近纪花岗类侵吞破坏。向斜由西至东，在出露宽度、轴向、核部地层出露（剥蚀）状况方面各不相同。矿区位于该复向斜轴部偏南翼，矿前近东西向断裂发育，成矿条件有利。

那坡嘎日向斜：位于旁多区西，长 25km，宽 5km，枢纽产状 74°∠40°~74°∠12°，轴向产状 355°∠84°～258°∠73°，该向斜两翼地层由古近纪帕那组火山岩组成，相向而倾，北翼地层产状 165°∠45°,南翼地层产状多为 350°∠30°～34°。褶皱轴面近于直立，枢纽向北东倾伏，为一开阔直立向斜。

表 2-2 区域断层一览表

名称	编号	产状		规模			破碎带特征	切割的地质体	断层类型
		走向	倾向	倾角	长度(km)	宽度(m)			
巴嘎当断层	F34	80° 300°	35° 30°	75° 85°	35	2-5	断层地质特征详见正文。	C_2P_1l	正断层
吨纳断层	F35	105°	195°		13.0	20	沿走向为深切河谷地形，北侧为断层崖，拔河 70m，向南陡倾。河谷两侧地层产状不协调，有互顶现象。断层北盘由来姑组（C_2P_1l）构成，南盘由乌鲁龙组（P_1w）、来姑组（C_2P_1l）构成。	P_1w C_2P_1l	正断层
吨纳拉断层	F36	80°	350°	85°	52.0	50.0	断层通过处为一系列的山鞍口地貌。断层破碎带由角砾岩组成，角砾岩中硅化强烈。北盘由来姑组（C_2P_1l）构成，在灰岩中发育垂直于层理的张性裂隙，充填有方解石脉。南盘由来姑组（C_2P_1l）和洛巴堆组（P_2l）及乌鲁龙组（P_1w）构成，在来姑组中的板岩内发育“S”形牵引褶皱。	P_2l P_1w C_2P_1l	性质不明
色日阿断层	F38	35°	305°	40°-45°	36	3-60	断层地质特征详见正文。	$K_2\hat{s}$ P_2l C_2P_1l $C_{1\text{-}2}n$	逆冲断层
××断层	F39	封闭环状	总体向南	10°-20°	直径 2-3	30	断层地质特征详见正文。	P_2l $C_{1\text{-}2}n$	逆冲推覆断层
卓纳达断层	F40	呈椭圆形长轴北东	总体南东	12°-24°	2-3.5	20-38	断层上盘为洛巴堆组（P_2l）灰岩飞来峰组成，断层下盘为诺错组（$C_{1\text{-}2}n$）板岩和浅变质砂岩。断层面呈低角度向东南方向倾斜，发育厚度 20-38m 的断层破碎带，主要由灰岩质断层角砾岩和砂岩、灰岩质碎裂岩组成。灰岩飞来峰具有亮白色 ETM 遥感影像特征。	P_2l $C_{1\text{-}2}n$	逆冲推覆断层
日阿扒贡断层	F41	70°	160°	70°	20.0	12.0	沿断层发育破碎带，构造岩为碎石，见有断层面，平整，其上发育有擦痕，倾角 35°。西盘地层产状很不协调，北西盘地层产状为 135°∠42°；南东盘地层产状为 75°∠35°。上（南东）盘由诺错组（$C_{1\text{-}2}n$）、喜山期岩体（E_2J）组成，为下降盘；下（北西）盘由洛巴堆组（P_2l）、诺错组（$C_{1\text{-}2}n$）、喜山期岩体（E_2J）组成，为上升盘。	P_2l $C_{1\text{-}2}n$ E_2J	正断层

区域性的断裂构造往往控制着岩浆的侵位和成矿流体的的运移，其不但是重要的导矿构造，也控制矿田或矿集区的空间分布。矿田或矿床集中区规模级别的成矿带的分布常与特定的构造带（如剪切带等、断裂构造带）或岩相组合（如中酸性侵入体与围岩间的接触变质带）有关。矿床、矿点、矿化点的分布与定位主要受低级别的褶皱、断裂等构造形迹，特别是多种构造形迹的交叉、重叠及复合部位的控制。

2.4 变质作用

区域属藏中南变质地区冈底斯变质地带，属羊八井－旁多变质岩带。从变质作用类型来看，区内除区域变质作用外，还叠加有热接触变质作用和动力变质作用。区域变质作用和动力变质作用均受区域构造明显控制，在空间上呈现出显著近东西向分布特点。时代主要为燕山晚期。

2.4.1 变质地层和变质岩类

区内受变质的地层包括石炭系诺错组、石炭－二叠系来姑组、二叠系洛巴堆组。受变质地层的原岩主要为一套陆源碎屑岩和内碎屑岩，局部含有少量的火山岩夹层。

区域变质岩类型主要有：千枚岩、板岩、变质砂岩、结晶灰岩或大理岩，以及板岩和千枚岩之间的过渡类型。

接触变质岩类型主要为角岩类岩石。

动力变质岩的类型主要为碎裂岩、碎斑岩和糜棱岩。

2.4.2 变质岩石特征

2.4.2.1 板岩

本区的板岩主要发育在石炭系地层中，原岩主要为细碎屑岩。其主要特征是板理特别发育，板理面上可见绢丝光泽，部分泥质物质已重结晶为绢云母。说明该区遭受应力作用较强。

2.4.2.2 结晶灰岩和大理岩类

区内的变质碳酸盐岩石主要赋存于石炭－二叠纪的来姑组中。主要岩石类型有石英大理岩、金云母大理岩、绿帘石大理岩和绿泥石大理岩。

2.4.2.3 角岩类

区内花岗岩体边部常出现角岩，主要岩石类型为黑云母角岩。岩石中的黑云母呈细小片状，分布一般较均匀，完全没有定向构造。其次为细粒石英，这类石英的特点是常具有锯齿状的边缘，粒度多在 0.2mm 以下。岩石中也常含有少量的绿泥石和绢云母等矿物。此类岩石定向构造不发育，只产出在较大花岗岩体的边部，是热接触变质作用的产物。一些在原区域变质岩中叠加的热接触变质作用不易识别。

2.4.2.4 动力变质岩类

区内的动力变质岩比较发育，在一些较大的断裂构造附近，均可见不同类型的动力变质岩。主要岩石类型有碎裂岩、碎斑岩和糜棱岩。

碎裂岩：一般均发育在较小断裂构造附近或较大断层稍远的地带。见到的碎裂岩多为花岗岩类。在断裂构造附近，由于受应力的作用，早期的花岗岩发生碎裂，其成分不变，岩石中裂隙发育，有时可见长英质矿物的碎裂现象。

碎斑岩：区内的碎斑岩的原岩也主要为花岗质岩类。此类岩石在手标本上可见定向构造，显微镜下就可见清楚的细粒化现象。一般由碎斑和碎基组成，碎斑多为长石类矿

物，或大或小，或呈集合体状。在岩石中，这些碎斑均有不同程度的变形，以碎裂状和透镜状为主，其长轴方向多与定向构造方向一致。碎基多由细粒的长英质物质和云母、绿泥石等矿物组成，一般情况下，碎基矿物具有明显的细粒化现象，但重结晶现象不明显，局部重结晶的石英呈拉长的长条状，并呈定向分布，与片状矿物一起构成岩石的定向构造。此类岩石多发育在韧性变形带的附近。

碎斑糜棱岩：这类岩石的原岩亦多为花岗质岩石。矿物量的统计结果表明，碎斑一般含量在 15～35%之间，而碎基在 65～85％之间。碎斑成分一般为长英质矿物，有的为聚晶长石。岩石中的碎斑多呈碎裂状和透镜状等，长石晶体也常呈阶梯状晶格错动，其长轴方向均与糜棱叶理定向一致，糜棱叶理绕碎斑而过，足见这些碎斑均为变形前的产物。碎基主要由长英质矿物微粒和绢云母组成，这些矿物大部分为动态重结晶的产物。

除上述变质岩类型外，区内的侏罗系地层中还发育一套轻微变质的变质砂岩及石英岩等。

蚀变带是成矿地质流体与围岩相互作用的产物，或是晚期地质流体对早期已固结岩石、矿床改造的产物。蚀变带对许多矿床的分布具有控制作用。

2.5 区域地球化学特征

区域上属于冈底斯地球化学区，该地球化学区介于班公湖－怒江板块结合带和雅鲁藏布江板块结合带之间，地球化学景观表现为高原中高山地与草原、河湖盆地相间，受多次构造-岩浆活动的影响，区内 Cu、Mo、Au、Pb、Zn、Ag 等成矿元素的地球化学异常总体呈近东西向带状分布，局部叠加有北东和北西向的次级异常。在异常特征上，区内 Cu、Mo、Au、Pb、Zn、Ag 等元素的地球化学异常分布广泛，异常面积大，衬度高，元素套合好，异常组合复杂。自雅鲁藏布江缝合带往北地球化学异常分带性明显，依次表现为 Cu、Au 异常，Cu、Mo、Pb、Zn、Ag 异常，Ag、Pb、Zn 异常及 Fe、Cu、Pb、Zn 异常的空间分带性，与该区克鲁－冲木达火山岩型 Cu、Au 成矿带，冈底斯 Cu、Fe、Pb、Zn 矿带，××－工布江达 Zn、Pb、Cu 成矿带及青都－则学 Fe、Pb、Zn 矿带的展布基本一致。此外，本带 W、Bi、As、Sb、Hg、Cd 等元素的异常亦较发育，常与 Cu、Mo、Au、Pb、Zn、Ag 异常相伴或单独产出。本区是寻找 Cu、Mo、Au、Pb、Zn、Ag 等矿产的有利地区。目前区内冈底斯 Cu、Fe、Pb、Zn 矿带多数化探异常与已知矿床、矿点、矿化点高度套合。显示出区域地球化学场对本区成矿地质作用的控制作用及其在本区找矿勘查中的重要性。

在 1/50 万那曲幅地球化学图中，矿区位于 H-75 乙 2 那涌岗异常西侧，有 Cu、Zn、Ag、Au 等高值显示，且具浓集分带现象，中心明显，套合好，形态规则，高值面积达 10km^2。高值中心位于××村北沟口矿区下游，峰值为 Zn 289.3×10^{-6}、Ag0.12×10^{-6}、Cu4×10^{-6}，与地质特征吻合，表明本矿区找矿前景良好。

2.6 区域矿产

矿区所处矿带成矿背景好，地层、构造、岩浆岩有利，地化异常好，矿点多，已知有××铜锌矿、拉屋铜铅锌多金属矿和洒拉铅锌矿等多处有色金属多金属矿区，及石膏、煤、大理岩、花岗岩等非金属矿，其中以前述多金属矿矿化为主，与石炭系、二叠系地层中高背景和岩浆作用改造有关。

本矿带矿床成因类型为热液充填交代型和矽卡岩型。矿质在构造和深部岩浆热及变质热的作用下得以活化富集，并顺构造裂隙和不整合面及层面构造活动，充填就位成矿。

另外，成矿也与区域酸性岩浆作用有关。成矿时代为燕山晚期—喜山期。

根据区域矿产特征，区域找矿工作可放在已知矿点组成的矿带上，尤其是石炭系地层中有浅成岩浆岩侵入地段。

第 3 章 矿区地质

原详查探矿权区西部××村一带成矿条件较为有利的地段地质条件简单，是本次重点评价区域，也是报告中所称的矿区对应的区域。变更后的详查区（矿区）位于原详查探矿权区（73.73km^2）的西部，X，Y 面积 3.24km^2 范围内。

在详查探矿权区开展了区域地质填图和水系沉积物测量，在矿区（成矿条件按较好的西部××一带）围绕 4993 山顶斑岩体开展了矿区地质草测和地质简测，以探矿工程对主要矿体和物探异常进行了揭露控制。并配合开展了测绘、激电中梯测量、瞬变电磁测量，了解了矿区地质矿产、地球物理、地球化学特征。

基本地质情况为古近纪始新世（喜山早期）石英钠长斑岩岩枝侵入于洛巴堆组（P_2 l）与石炭系中下统诺错组（C_{1-2}n），在接触带附近碎屑岩地层中发生角岩化（附图 7），并形成铜锌矿化，伴生银、镉、镓、铁、硫矿化。

3.1 地层

矿区内地层简单，为第四系、下白垩统设兴组（K_1s）、二叠系中统洛巴堆组（$P_2 l$）与石炭系中下统诺错组（$C_{1-2}n$）。

3.1.1 第四系（Q）

第四系分布于矿区沟谷低缓地段和斜坡较平缓部位，按成因类型划分为冲洪积层和坡积层，广泛分布于勘查区内，厚度一般较小，仅局部有重力垮塌堆积时有较大厚度。其中，冲洪积层分布于矿区南部乌鲁龙曲河谷两岸阶地平缓地段及河床中，其展布特征受河谷形态控制。坡积层分布于矿区各地段斜坡和宽缓的山顶地段，但厚度小，分布不连续。

在主要评价的××4993 山顶附近一带，坡积层广泛分布于山坡上，地表多为碎石块石堆积，局部地段为腐殖层。坡积层主要由顶部腐殖层和砾石、砂及土质组成，砾石多呈棱角状，无磨圆或磨圆差，无定向分布，砾石岩性主要为砂板岩、碳质板岩、砂岩、石英钠长斑岩，部分由铜锌矿石氧化而成的褐铁矿及少量的氧化铜矿石转石。冲洪积层分布于南北两侧的沟谷中，顺谷底分布，呈长条带状，主要为洪积特征，物质组成与坡积层相同，但砾石略有磨圆。

3.1.2 下白垩统设兴组（K_1s）

见于矿权北侧分水岭一带，本次评价的矿权区西部的××矿区范围内未见出露，南西西—北东东向展布，宽大于 500m，自矿区中部伸向北东角并出矿区。为一套碎屑岩堆积，岩性为紫红色复成分砾岩、含砾粗砂岩及泥质粉砂岩。

与二叠系间为不整合接触。

3.1.3 二叠系洛巴堆组（P_2l）

矿区的东部见二叠系洛巴堆组（P_2l），可分为上段和下段。

上段为灰白色、灰色中厚层状灰岩夹角砾状灰岩，厚度 287m。

下段为灰白色中厚层泥晶灰岩、薄层生物碎屑泥晶灰岩，局部夹灰色厚层含燧石结核泥晶生屑灰岩，厚度 330m。

洛巴堆组多形成较陡峭的白色高山地貌。地层东西走向，中等倾角南倾，由西向东逐渐变薄。地层中偶见磨蚀较严重的珊瑚化石。

矿区铜锌矿成矿作用与洛巴堆组没有直接关系，但详查探矿证范围内的东段见黑云母二长花岗斑岩与灰岩接触带上见矽卡岩型磁铁矿和铜矿化现象，仅因规模小、矿化弱而无经济价值。

本地区二叠系下统乌鲁龙组与石炭系间为不整合接触，而中二叠统洛巴堆组与石炭系间为断层接触。

3.1.4 石炭系中上统诺错组（$C_{1-2}n$）

矿区出露岩层初步可分为四个岩性段，从上至下依次为：

砂、板岩互层段（$C_{1-2}n^{4sl=Ss}$）：该段岩性为灰色粉砂泥钙质板岩、粉砂质板岩、深灰色炭质泥钙质板岩，夹灰色长石石英砂岩、长石岩屑砂岩。岩石局部蚀变现象，主要表现为高岭土化，砂岩中有褐铁矿化、绿泥石化、岩石中节理发育，辟理发育，砂岩中平行层理，局部见小型线状交错构造。

板岩夹砂岩段（$C_{1-2}n^{3sl+Ss}$）：该段岩性组合较为复杂，为灰—深灰色—黑色粉砂质板岩、粉砂泥钙质板岩、泥钙质板岩、深灰—灰黑色炭质板岩、碳质泥钙质板岩，夹灰色长石石英砂岩、长石石英粉砂岩、泥钙质粉砂岩，灰—灰褐色长石砂岩、长石岩屑砂岩等。岩性代号有 Sl＋Ss、Ss＋St、Sl＋St、Sl＋Ss＋St 等。岩石局部蚀变现象，表现为绿泥石化、高岭土化、褐铁矿化、硅化、角岩化、石英岩、少量孔雀石化及星点状铅锌矿化等。岩石节理、辟理较发育，有平行纹层理、粉砂岩中见有线状交错层理和板状交错层等构造。

砂岩夹板岩段（$C_{1-2}n^{2Ss+sl}$）：该段呈南北向分布在矿区东侧北东向一带。该段岩性主要有灰—浅灰褐色薄层状长石石英砂岩夹深灰色—黑色粉砂质板岩、泥质板岩。局部见有蚀变，具褐铁矿化、绿泥石化、孔雀石化及少许星状铅锌矿化等。

砂质灰岩段（$C_{1-2}n^{1sls}$）：岩性主要为浅灰色—灰色薄层—中厚层状不纯砂质灰岩，其中含有腕足、双壳、珊瑚动物化石碎片，由于蚀变纹理不清，不能鉴定。灰岩中方解石脉斜变或垂直岩层产状分布，部分地段网状方解石脉较发高。岩石局部蚀变。见有褐铁矿化、孔雀石化及少量星点状铅锌矿化等。

根据沉积环境分析，诺错组沉积环境为碎屑岩半深海—深海体系，其沉积界面都位于浪基面之下，其中半深海环境主要为大陆斜坡分布区，深海环境则为盆地相区。主要由黑色泥岩和含杂砾岩组成。含杂砾岩主要由含砾板岩及含砾砂质板岩组成。

石炭系处于冈瓦纳大陆北缘裂解形成的裂谷盆地北部，层序主要形成于深水盆缘斜坡—盆地环境，以深水相岩石、含砾砂质泥岩为主。

矿区成矿作用与石炭系诺错组（$C_{1-2}n$）关系明显，矿化发生在石英钠长斑岩与诺错组（$C_{1-2}n$）接触带角岩化带中。

3.2 构造

3.2.1 褶皱

如前所述，矿区位于日杂—嘎达拉—多扎岗复向斜西段日杂向斜的南翼。

向斜两端及其北西翼被当雄盆地东南缘山前活动断裂切割错失，南翼被晚期东西向逆冲断层切割改造，核部被早白垩世浦迁单元（K_1p）细中粒斑状石英二长闪长岩侵吞破坏。矿区内出露长约 9.5km，宽 6～8.5km，轴向总体呈近东西向—北东东向。向斜核部由上石炭统—下二叠统来姑组（C_2P_1l）地层和二叠系乌鲁龙组（P_1w）、洛巴堆组（P_2l）及下白垩统设兴组（K_1s）构成。转折端连续性较好，宽缓圆滑，弧形弯曲，轴面劈理呈反扇形展布。轴迹南北邻侧地层产状分别为 10°∠30°、215°∠45°。向斜北翼主要由早石炭世诺错组（$C_{1-2}n$）地层构成，宽约 3.0km，地层倾向南，产状由西部—东部为 180°∠40° ~ 168°∠43°。其南翼由来姑组（C_2P_1l）底部层位及诺错组（$C_{1-2}n$）地层组成，地层倾向北，产状由西部至东部为 355°∠60° ~ 20°∠28°。向斜枢纽在中部近水平，而在东部则向北西倾伏，大体呈波状起伏。枢纽产状由中西部至东部为 267°∠3° ~ 296°∠10°。向斜轴面近直立，但中西部轴面倒向北东，而东部则倒向南西，呈扭曲状。轴面产状从中西部至东部为 256°∠88° ~ 25°∠84°。

总体上，向斜形态较为复杂，并被早白垩世侵入岩侵蚀破坏，结合区域地质特征，推测其形成时代为晚侏罗世。

3.2.2 断裂

矿区断裂构造较为发育。主要有近东西向、北东向、北西向、近南北向、环状及放射状五组（表 3-1、附图 8、9），主要断裂为成矿前构造和成矿期构造。

南东向断层：是区内较老的成矿前断裂构造。断层走向分别为 140～320° 和 150～330°，断层倾向北东，倾角为 55°～60°，其性质为逆断层。该组断裂局部隐伏在第四系地层中，其中一条断层交切近东西向断裂，本组断裂规模中等，部分控制了岩脉的分布。

近南北向断层：走向近南北向，断面倾向东，倾角为 60°，其性质均为逆断层。断层局部隐伏于第四系地层之中，其中一条断层交切近东西向断裂。主要为石炭系地层中的成矿前断裂，该组断裂控制了岩体，也控制了主要矿体的形态等特征。部分为成矿后断裂，但未对矿床构成破坏。

近东西向断层：是区内最老的断裂构造（成矿前构造）。其走向分别为 110～290°、100°～280°，断面向北或向北北东微倾、倾角中等，其性质为逆断层。该组断裂局部被近南北向断层交切，断裂部分地段由于第四系地层及残坡积物等覆盖，呈断续延伸，中间可能存在隐伏断裂。根据野外宏观特征判断，该组断裂规模较大，但对成矿意义不大。

北东向断层：主要分布在南东段沟谷地段，部分地段隐伏于第四系地层中。断层走向为 40°～220°，断面倾向南东，倾角为 55°，其性质为逆断层。

二叠系中统洛巴堆组（P_2l）以断层接触形式漂于石炭系诺错组（$C_{1-2}n$）之上。同时，该组构造还派生其它方向的平移断层，但规模都小。

表 3-1 矿区断裂构造一览表

编号	产状			规模		破碎带特征	切割的地质体	断层类型	查明情况
	走向	倾向	倾角	长度（km）	宽度（m）				
F1	100°	10°	50°	1.4	20	带内岩石极为破碎，可见有断层泥，局部可见有断层角砾岩出现；破碎带两侧褶曲发育，岩石产状较为紊乱。断层北盘上升，南盘下降，北盘可见有明显阶步特征。断层面呈中等角度向北倾斜。	Sl+Ss Sl+Ss+St γ ψ $^{1}_{6}$ Ls	逆断层	基本查明
F2	110°	20°	50°	0.74	10	沿断层发育破碎带，可见有轻微褐铁矿化现象；破碎带两侧褶曲发育，岩石产状较为紊乱。断层北盘上升，南盘下降，北盘可见有明显阶步特征。断层面呈中等角度向北倾斜。	Sl+Ss+St Ss+St Sl+Ss	逆断层	基本查明
F3	10° 280°	100° 110°	45° 50°	0.86	8	沿断层发育破碎带，主要由灰岩质断层角砾岩组成，破碎带中黄铁矿较为发育。断层面呈中等角度向东倾斜，断层两侧岩性变化较大，产状紊乱；断层东盘上升，西盘下降。	Sl+Ss Ls Ls+Cg	正断层	基本查明
F4	340° 240°	70° 150°	55° 50°	0.72	8	带内岩石极为破碎，可见有断层泥，局部可见有断层角砾岩出现，断层面呈中等角度向东倾斜，断层两侧岩性变化较大，断层东盘上升，西盘下降，东盘可见有明显阶步特征。	Ls Sl+Ss	逆断层	基本查明
F5	350°	80°	55°	0.8	4	沿断层发育破碎带，可见有轻微褐铁矿化现象；破碎带两侧褶曲发育，岩石产状较为紊乱。，断层东盘上升，西盘下降，东盘可见有明显阶步特征。	Ss + Sl Sl= Ss	逆断层	基本查明
F6	130°	210°	55°	0.92	4	沿断层发育破碎带，可见有轻微褐铁矿化现象；破碎带两侧褶曲发育，岩石产状较为紊乱。断层南盘上升，北盘下降，南盘可见有明显阶步特征。断层面呈中等角度向南倾斜。	Sl= Ss	逆断层	基本查明
F7	325°	55°	50°	0.50	3	沿断层发育破碎带，可见有轻微褐铁矿化现象；破碎带两侧褶曲发育，岩石产状较为紊乱。，断层东盘上升，西盘下降，东盘可见有明显阶步特征。	Sl= Ss	逆断层	基本查明

续表 3-1 矿区断裂构造一览表

编号	产状			规模		破碎带特征	切割的地质体	断层类型	查明情况
	走向	倾向	倾角	长度（km）	宽度（m）				
F8	330°	60°	55°	0.24	3	沿断层发育破碎带，可见有轻微褐铁矿化现象；破碎带两侧褶曲发育，岩石产状较为紊乱。，断层东盘上升，西盘下降，东盘可见有明显阶步特征。	Sl= Ss	逆断层	基本查明
F9	260°	350°	50°	0.16	2	沿断层发育破碎带，可见有轻微褐铁矿化现象；破碎带两侧褶曲发育，岩石产状较为紊乱。断层北盘上升，南盘下降，北盘可见有明显阶步特征。断层面呈中等角度向北倾斜。	Sl= Ss	逆断层	基本查明
放射状断裂体系			高倾角	0.04 ~0.07	0.1 ~0.5	石英钠长斑岩的侵入在地层中形成了一个以岩体为中心的成矿期环形（见前述各断层特征）和放射状断裂体系。放射状断裂规模较小，多充填小规模石英细脉。断层规模小，倾角一般较陡，在 65°～70°之间。	Ss + Sl Ss+St	逆断层	基本查明

环形和放射状断裂体系：石英钠长斑岩的侵入在地层中形成了一个以岩体为中心的成矿期环形和放射状断裂体系，但不十分明显，尤其是放射状断裂规模较小，多充填小规模石英细脉，而且环形断裂中多有岩脉侵入。断层走向、性质各异，断层规模小，长 50－80m，宽 10－50cm，最宽大于 1m，断层走向多以北东向为主，部分为北西向或近南北向；倾向大多倾向南西，部分倾向北东或东，个别倾向西；倾角一般较陡，在 65°～70°之间。断层性质主要为逆断层，少量正断层及性质不明断层。

裂隙构造在矿区也很发育，产状变化较大，各方向均可见，陡倾角者居多。在岩体的外接触带主要发育断裂构造派生的裂隙，且距接触带越近，裂隙越发育；充填物主要为硫化物（以黄铁矿为主）、石英、绿泥石，其次有绢云母、高岭土、绿帘石、碳酸盐等。

褶皱构造少见，仅在局部见小规模揉皱现象，总体为单斜构造。

3.3 岩浆岩

矿区内出露的岩浆岩为燕山晚期的石英钠长斑岩，主岩体平面形态呈北西—南东向不规则圆弧状产出，从矿区 4993 山顶呈向南东斜坡方向和北西延伸。出露规模约 1km^2，长大于 2km，最宽处 0.5km。岩体侵入石炭系诺错组（$C_{1-2}n$）砂岩、板岩与二叠系洛巴堆组（P_1l）灰岩中，围岩的热变质作用明显，为角岩化，岩体上部保存有围岩顶盖边缘角砾状捕虏体较多，呈定向排列，与围岩边界走向一致。

岩体边界围岩中的斑岩脉体比较发育，尤其是主斑岩体南面的斑岩脉沿次环形断裂呈岩墙状出露，也以近东西走向为主。

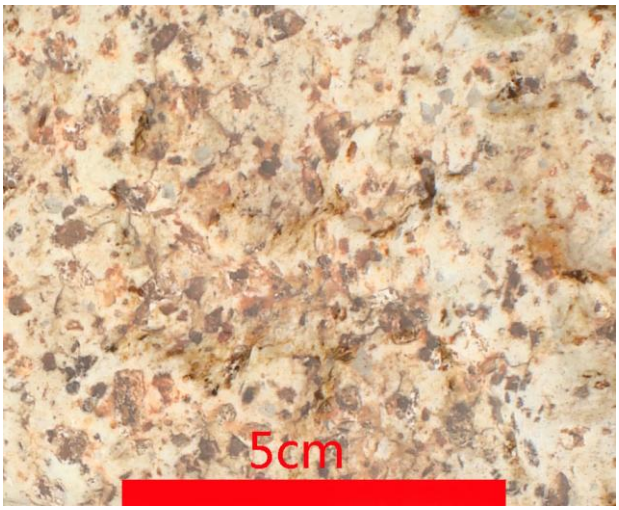
石英钠长斑岩（λ ψ，插图 3-1、3-2）呈浅灰白色、灰白色，块状构造、斑状构造，

斑晶成份为石英和钠长石。钠长石呈白色，玻璃光泽，它形—自形板状晶体，它形晶体者常见圆形断面，三组解理不发育，粒径一般 0.6—10mm，镜下观察，见其常被绢云母、碳酸盐矿物和绿泥石交代成假象。石英呈无色—烟灰色，半透明—透明，油脂光泽，它形粒状，镜下观察，其粒径 0.35-1.4 mm，常被熔蚀呈浑圆状、港湾状，波状消光明显。斑晶中石英和钠长石含量变化较大，常有仅见一种斑晶矿物的情况，总含量一般为 30—50%，局部未见斑晶，基质成分为隐晶质白色长英质，镜下观察，其成分为石英和长石，粒径 0.02-0.18 mm，长石也多被绢云母、碳酸盐矿物和绿泥石交代成假象，见石英微细脉穿插于岩石中。矿区斑岩边部和岩脉中常见围岩角砾（插图 3-3），主要为角岩角砾，少量为板岩和砂岩角砾，角砾多呈多边形，大部分有熔蚀，边部蚀变强于中心，大小一般在 3cm 以内，个别达到 10cm，部分有定向分布特征，与局部岩体边界和矿层产状平行。



由于差异风化，可见长石风化呈坑窝状

图 3-1 石英钠长斑岩



钾长石差异风化产生的颜色差异

图 3-2 石英钠长斑岩



灰黑色者为角岩角砾，ZK361（ϕ89mm）

图 3-3 含砾石英钠长斑岩



可见残余板理面，PD3，58m 掌子面

图 3-4 绿帘石透辉石角岩

根据 1/25 万当雄幅区域地质调查报告，对吉目雄单元细粒斑状含黑云石英二长岩，选黑云母单矿物，作 K－Ar 法同位素测年，所得年龄为 52.40±0.79Ma，属于古近纪始新世（喜山早期）。控制本矿区矿床的斑岩体是该单元顶部的一个独立岩相，其侵入时代相同。

从控制的剖面看，岩体与围岩间的边界为锯齿状，围岩中有斑岩体的分枝和脉体，岩体中也有围岩的条带，二者交替出现，矿化即发生于这个部位，并与这些分枝和条带

平行产出。

成矿作用是岩浆作用直接导致的，但成矿作用时间为岩浆作用晚期或稍晚于岩浆作用。后者改造活化了地层中的成矿元素，并将成矿元素运移到岩体边界附近裂隙中富集充填成矿。

3.4 变质作用

矿区除石炭系诺错组普遍发育区域变质岩以外，主要发育接触变质作用，即矿区斑岩体侵入石炭系碎屑岩地层，导致接触界线附近发生的接触变质作用—角岩化。

矿区石炭系碎屑岩地层普遍蚀变，主要有角岩化、褐铁矿化、黄铁矿化、硅化、绿泥石化和绢云母化等，最为强烈的是岩体边部，尤以矿体分布地段角岩化最强，角岩是矿化地质体的主要载体。从矿区探矿工程揭露情况看，与矿化有关的变质特征明显，本地段其它变质作用是角岩化作用的一部分。

野外观察，角岩（插图 3-4）呈灰绿色，块状构造，变余泥质结构、鳞片变晶结构、柱状变晶结构，主要成分为粉砂碎屑、泥质和变成矿物绢云母、绿帘石、绿泥石和透辉石等。透辉石呈半自形—自形柱状放射状集合体，并被方解石和绿泥石交代，粒经<0. 5mm；绿帘石，半自形柱状，粒经<0. 5mm；绢云母呈细小鳞片状集合体，小于 0. 5mm。各矿物成分比例在各部位变化很大。岩石滴盐酸起泡，局部可见有闪锌矿、黄铜矿、黄铁矿、磁铁矿等金属矿物分布，偶见方铅矿。由于岩石的变成矿物组合不同，所以又可以命名为不同主要变质矿物的角岩。岩石变质程度具有分带分布特征，从岩体向外，变质程度逐步降低，变质变成矿物总含量逐步减少，岩石的颜色也逐步变化，主要表现为绿色比例降低，黑色比例增高，即变质作用形成的绿色逐步过渡为正常砂板岩的灰黑色、黑色，其间，在正常板岩与角岩间出现一个标志带，即略微显红色调的角岩化板岩，是氧化铁质含量较高的缘故，可以作为角岩化带边缘标志和变质作用变强、即将见矿的标志，反过来，也是工程终止的参考性依据。

镜下观察，角岩呈显微粒状鳞片变晶结构、变余泥质结构、纤柱状变晶结构，主要成分为残余粉砂碎屑、泥质和变成矿物绢云母、黑云母、绿帘石、阳起石、绿泥石和透辉石等。透辉石呈半自形—自形柱状放射状集合体，并被方解石和绿泥石交代，粒经<0. 5mm；阳起石，纤柱状集合体，粒经<0.1mm；黑云母，鳞片状，粒径一般为 0.01-0.2 mm，常和阳起石伴生。各矿物成分比例在各部位变化很大。岩石中常见有金属矿物分布。

由于岩浆岩侵入导致的变质作用与成矿作用是一个过程的两个方面，是相伴相随的，变质作用为矿质的活化再分配作了贡献。但石炭系地层中的部分板劈理化和黄铁矿化、绢云母化是成矿前的变质作用。岩体边部地层中的变质作用（黄铁矿化、硅化、绿泥石化）明显强于远离岩体部位的变质。

岩体中也有较明显的变质蚀变现象，主要沿岩体内部的裂隙带分布，长石矿物的绿泥石化和高岭土化，但分布范围小，局限于岩体边部和近地表部位，也可以作为探矿参考性依据。

3.5 地球物理特征

根据矿区为有色金属矿区，矿化带、矿体与围岩有明显电性差异这一物性差异前提，在普查、详查工作中，在矿区西部以 4993 山顶斑岩体为中心，开展了地球物理勘探，即西南部岩体与地层接触带上开展了激电中梯测量，在北部开展了瞬变电磁测量，都取得了明显的效果，不论是在早期阶段探测与追索矿体，指导工程部署，还是晚期对矿体的

连接对比都均发挥了重要作用，较好地反应了矿区地质构造格架和矿化规律。

3.5.1 地球物理总体格局

地球物理特征可概括为两区夹一带的总体格局，即 4993 山顶中心部和外侧的高阻低极化背景区及两区之间环形低阻高极化异常带，其中又以南部激电中梯测量的低阻高极化异常带东西两端的异常更为明显，强度高，规模大。

这种格局与矿区地质特征是一致的，相对应的即 4993 山顶中心部石英钠长斑岩侵入于地层中，在接触带上形成角岩化带并伴随硫化金属矿化。

现按南部激电中梯测量区和北部瞬变电磁测量区两部分分别叙述如下。

3.5.2 激电中梯测量低阻高极化异常带特征

3.5.2.1 岩矿石物性特征

矿区岩矿石电性参数测定统计结果见表 3-2。

表 3-2 岩矿石电性参数特征值统计表

岩矿石名称	采样位置	块数	极化率η (%)		电阻率 ρ (Ω M)	地球物理特征
			变化范围	均值		
铁闪锌矿石	PD1 平硐	45	21.7—29.7	25.7		低阻高极化
铜矿石	PD2 平硐	42	12.3—25.3	18.8	80-230	低阻高极化
变砂岩	地表	23	1.29-1.60	1.43	400-800	中低阻低极化
含碳质砂板岩	PD1 平硐	30	3.43—10.19	6.76		中低阻中等极化
碳质砂板岩	PD2 平硐	37	12.1—23.5	17.8		低阻高极化
石英砂岩	地表	14	1.76-2.30	2.03		高阻低极化
灰岩	地表	12	1.93-2.41	2.17		高阻低极化
含砾钠长石英斑岩	地表	20	2.04—4.98	3.51	2500-3500	高阻低极化
钠长石英斑岩	地表	7	2.08-2.64	2.36	4500-5500	高阻低极化
崩坡积块石土	地表	25	0.8-1.5		800-3000	高阻低极化

各类岩矿石电性参数值变化较大，矿石与背景值岩石的电性差异明显，为利用物探电法测量提供了有利条件。其中以铜锌矿石的极化率最高，电阻率最低，显示低阻高极化地球物理特征，会形成明显的激电异常；在岩石中，除碳质砂板岩外的其它岩石均显示高阻低极化地球物理特征，为正常背景值；而碳质砂板岩显示低阻高极化特征，会形成强烈的激电干扰异常，但碳质砂板岩因风化淋滤作用，表层岩石碳质流失，使其电阻率升高极化率降低。

在地表有覆盖情况下往往会对其产生的干扰异常形成误判，给物探资料的推断解释带来困难。

3.5.2.2 异常特征

激电异常背景值η_{sb}和异常下限值η_{sx}用下式确定，η_{sx}取三倍均方差$\varepsilon_{\eta s}$。

$$\eta_{sb}=\Sigma\eta_{si}/n\ ;\qquad \eta_{sx}=\eta_{sb}+(2\sim3)\varepsilon_{\eta s}。$$

本测区激电异常背景值η_{sb}为 3%，异常下限值η_{sx}为 4.5%。依据异常下限值η_{sx}在

测区内该矿化带上有较明显的东西两个异常区和中段较弱的几个零星异常，其中东西两个异常区有意义大异常分别为Mη 1、Mη 2、Mη 3、Mη 4、Mη 5等五个激电异常。

Mη 1激电异常：位于矿区西部1-0.5物探线至3.5物探线间，ηs异常长大于150m，宽30-50m，ηs幅值5～7.5%，高极化体呈断续分布，走向近南北向。ηs异常带ρ_S呈低阻显示，ρs为300—500ΩM，其形态特征与η_S异常呈镜像对应。

该异常分布在已知矿化带上并与其走向一致，其地球物理特征为低阻高极化，推断异常性质为矿化带产生的矿致异常。极化体顶部埋深约25m，宽10-20m，极化体向西陡倾，推测倾角约70°。

该异常经工程验证，推断正确，极化体对应铜锌矿体（Zn—1矿体），呈大脉状，浅部长度与异常长度较吻合，厚度较大，品位较高，南北走向，近直立。

Mη 2激电异常：位于测区西北部，走向近南北向（附图13、14）。异常长约200m，宽约60—100m，η_s幅值5～9%，其ρs为250—600ΩM，显示低阻高极化物性特征。

该异常处于Mη 1矿致异常向北延长线上，但地面覆盖严重，无任何矿化迹象，推断为矿致异常。

经工程验证，为Zn—1矿体的北延部分。

Mη 3激电异常：位于测区南东部，走向北东东-南西西。ηs异常规模大，ηs异常断续长约1000m，宽约60-150m；异常主体（η_s＞6%）长约300多m，宽约30—100M。η_s异常幅值为5—7%，η_S峰值为8.7%，$M\eta_3$异常由南西向北东方向，ηs异常有幅值逐渐增高、宽度逐渐增大的趋势。

该异常带上ρ_s为200～400Ωm，显示低阻高极化的地球物理特征，其走向与地质构造走向一致，处于岩体与石炭系变质砂岩、砂板岩接触带附近，成矿条件有利。前期工作探推断为一铜矿（化）体产生的矿致异常。

经PD2验证，在揭穿第四系后，见140多米厚的石炭系碳质砂板岩，在碳质砂板岩内仅见0.7m厚的铜银矿脉，局部地段含黄铁矿。

后在平硐内进行了激电对称四极、激电中梯剖面测量，激电对称四极了解碳质砂板岩的物性参数，确定Mη 3异常场源，激电中梯主要了解平硐内矿脉是否向下增厚和有其它高极化体存在。

经激电对称四极剖面测量，PD2平硐内岩层在物性上总体可分为三段：0—43m，为第四系崩坡积块石土和断层破碎带，显示低阻低极化地球物理特征；43—113m，为含碳质砂板岩，显示相对高阻中高极化的地球物理特征；113—190m为含黄铁矿化碳质砂板岩，显示低阻高极化的地球物理特征（插图3-5）。从对称四极剖面获取的碳质砂板岩极化率（η=12-15%）分析推断，Mη 3激电异常的主体应为低阻高极化的含黄铁矿化碳质砂板岩引起，或者说，含黄铁矿化碳质砂板岩对产生Mη 3激电异常的贡献最大。

激电中梯剖面测量的岩层极化率、电阻率与对称四极剖面测量结果相当，显示平硐内矿脉向下未增厚，亦未见有其它高极化体存在。

12剖面激电测深成果显示，剖面上部灰岩厚40—70m，下部为碳质砂板岩。

Mη 4激电异常：位于测区东北部，走向北东，η_s异常长约100m，宽约20-50m。η_s异常幅值为6—7%，η_S峰值为6.8%，异常带上ρ_s为300～400Ωm），显示低阻高极化的地球物理特征。

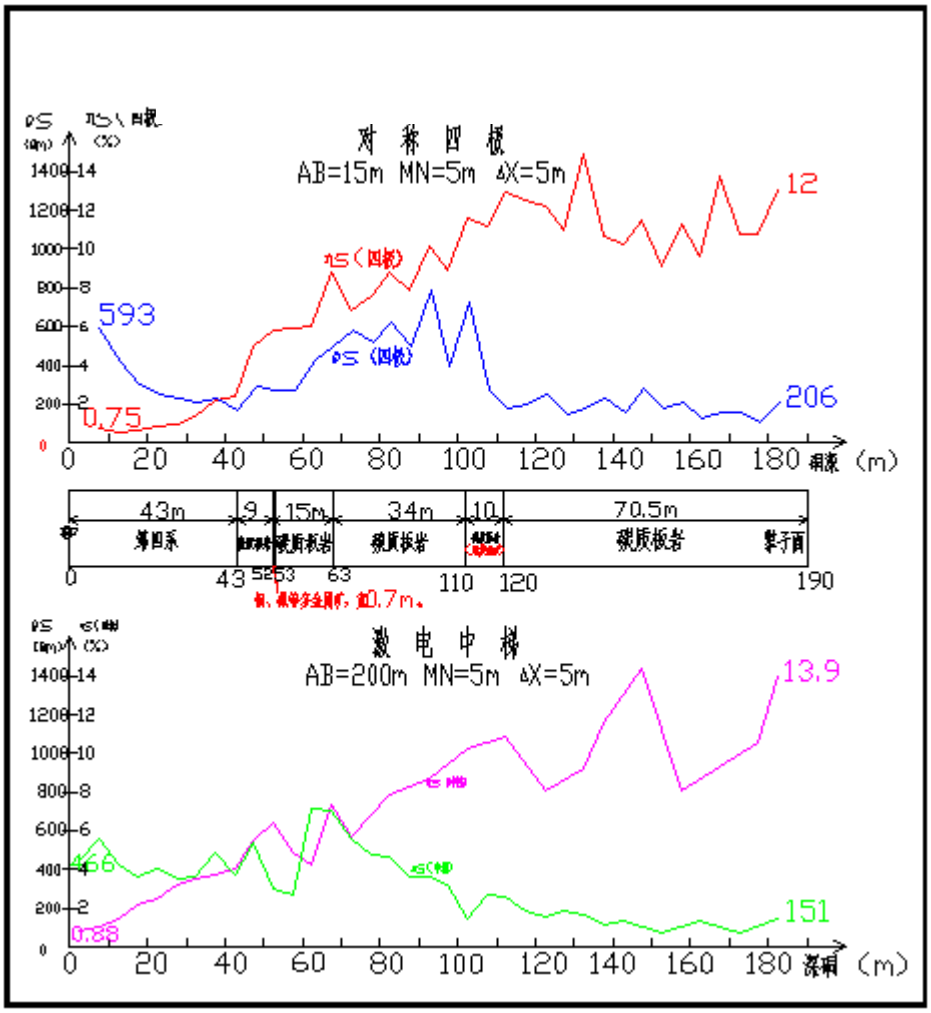
该异常带处于含砾石英钠长斑岩与灰岩接触带附近，成矿条件有利。但异常带全被第四系覆盖，第四系崩坡积物有变质砂岩、砂板岩碎屑。

分析Ⅰ剖面激电测深（处于异常带南侧）断面图，认为异常为一复合异常，其东侧异常为碳质砂板岩所致；西侧异常紧靠接触带，应为矿化体产生。极化体向东陡倾，埋深约30m，宽约10-20m。

经工程验证，为矿致异常。

Mη 5 激电异常：位于测区西部，走向近南北，规模较大，η s 异常长约 400m（在-1 线处被岩脉阻断），宽 200 多米。η s异常幅值为 7—12%，η s峰值达 15%，η s异常带总体呈低阻显示，但受岩性变化和地形影响电阻率变化较大，显示低阻高极化的地球物理特征。

异常与出露的碳质砂板岩分布区套合，推断为碳质砂板岩引起的非矿致异常。



比例尺 1：1000

图 3-5　PD2 平硐激电测量成果图

3.5.3 瞬变电磁测量异常特征

测量结果如插图 3-6、3-7、3-8 所示，其平面位置见矿区北部地质简测图。

从平面等值线图中可以看出，在该区主要有三个异常存在。

TEM-Ⅰ异常：位于 74 线的 30～38 号点，从异常的形态来看，该异常体的规模较大，长度约 200m，从 10 道的等值线图来看，早期道异常倒不是很明显，而从 20 道和 30 道的平面等值线图来看越到晚期道异常越明显，说明该异常体有一定的埋深，异常体从北向南向下倾伏，向下的延伸长度因受到探测的距离限制不好判断，其头部应该在 38 号点。

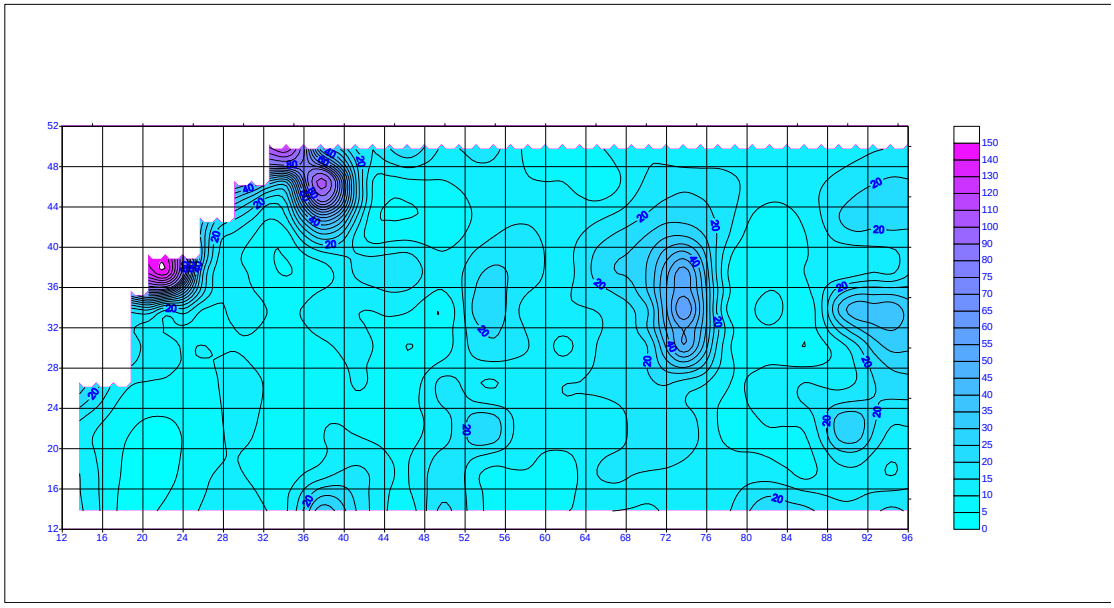
本异常经过验证，为黄铁矿化角岩引起，岩石有黄铜矿和闪锌矿化及弱方铅矿化，局部构成含铅铜锌矿，是矿致异常（Zn-9 矿体），但从工程揭露情况看，铅铜锌矿规模小、

品位低，对异常形成的主要贡献者为黄铁矿化。

TEM-Ⅱ异常：位于 54 线的 22 号点，该异常为单点异常，从平面等值线图上来看，也是早期道不明显，而是到了晚期道才出现，说明该异常体有一定的埋深，异常体的产状较陡，接近直立。

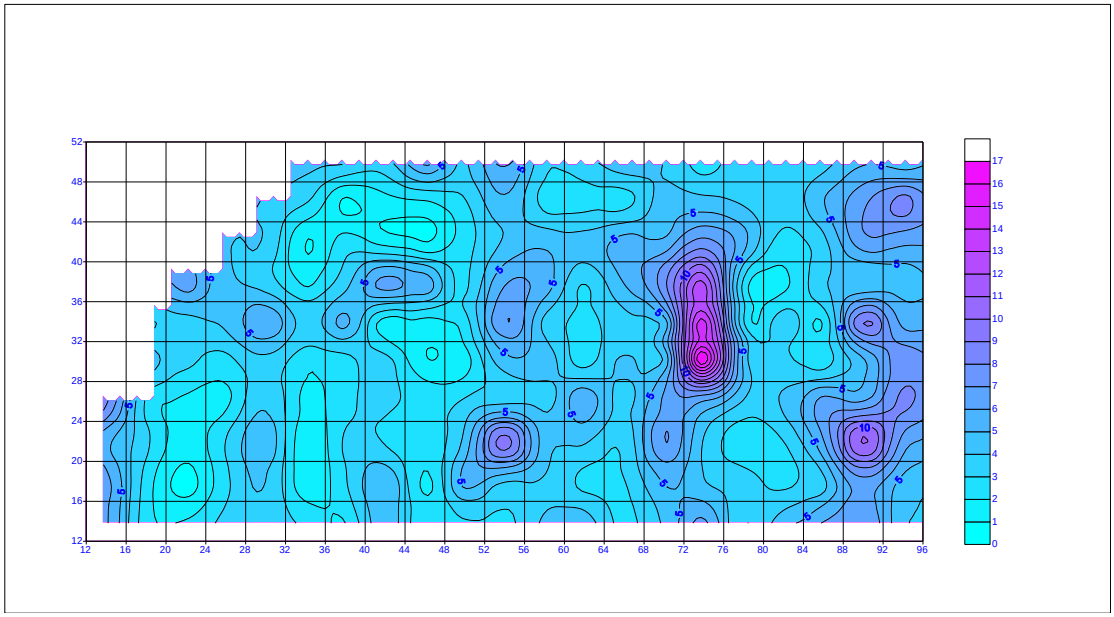
TEM-Ⅲ异常：位于 90 线～94 线的 22 号～34 号之间，从平面等值线图上可以看出，该异常分布范围较大，但峰值并不高，而异常中心从早期道到晚期道是由北到南移动，说明该异常体由北向南是向下倾伏的，该异常体是由矿化体还是由碳质砂板岩引起还是值得研究。

在 10 道平面等值线图上西北角出现的异常是由地面的干扰物引起。



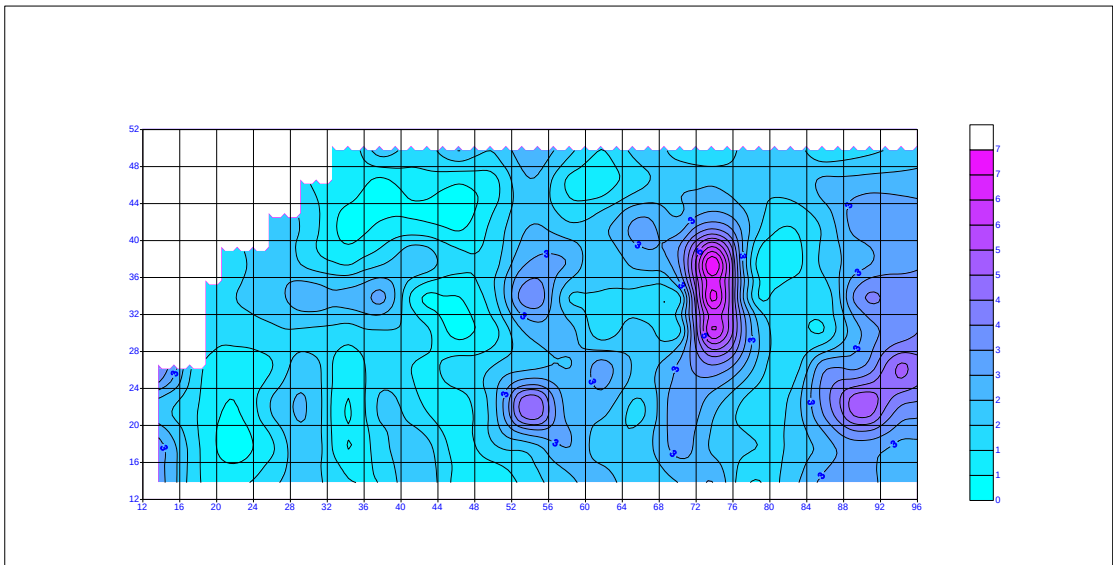
比例尺 1/20000

图 3-6　TEM 法第 10 道平面等值线图



比例尺 1/20000

图 3-7　TEM 法第 20 道平面等值线图



比例尺 1/20000

图 3-8　TEM 法第 30 道平面等值线图

3.6 地球化学特征

在 1/50 万那曲幅地球化学图中，本矿区位于 H—75 乙$_2$那涌岗异常西侧××铜铁锌银单点高值点，高值中心位于××村北沟口矿区下游，峰值为 Zn 289.3×10^{-6}、Ag0.12×10^{-6}、Cu4×10^{-6} 、Cd0.51×10^{-6}，与地质特征吻合，为矿致异常，找矿前景良好。

普查阶段开展的 1/5 万水系沉积物测量工作（已知矿体所在的××沟未开展）进一步了解了探矿权区及其外围的地球化学特征。

1/5万水系沉积物测量工作证实探矿权区域内与矿化有关的元素含量低，并未形成异常，虽有相对含量较高的高值点出现，但在区域上仍属于低含量的背景区，没有实际找矿意义。

第 4 章 矿床地质

勘查工作成果证实探矿权证内可分为东西两个矿化地段，××铜锌矿床位于××村北部围绕 4993 山顶一带 X，Y，面积 3.24km^2 范围内（附图 7、8、9）。

东部为花岗岩侵入于洛巴堆组灰岩地层，发生矽卡岩型磁铁矿化和铜矿化，由于规模小、有用组分含量低而无工业价值，且不在本次核实范围以内，不予叙述。

××一带 4993 山顶为中心的地段为一个古近纪始新世（喜山早期）石英钠长斑岩侵入石炭系诺错组碎屑岩地层和洛巴堆组灰岩地层，在岩体与碎屑岩地层接触带内形成的热液充填交代矿床，也就是××矿区，矿体主要由闪锌矿和黄铜矿构成，伴生银矿化和镉、镓、铁、硫矿化，具有工业价值。

本报告评价的对象是原详查探矿权区西部××村北部的铜锌矿床。

4.1 矿产分布

本矿床的分布严格受岩体的侵入作用控制，分布于岩体与地层接触界线附近，平面上呈弧形向外凸出的带状，空间上呈以岩体为中心，界面陡立有起伏，倾向不定的厚薄不一的含矿带。

含矿带的顶板为石英钠长斑岩，底板为石炭系旁多群砂岩和成矿期变质形成的角岩，由于岩体北东侧未见矿化，矿带限于岩体西侧、南东侧、北西侧分布，平面上呈环绕斑岩体的半环形，已知矿带长 2.4km。

经过勘查，证实××铜锌矿床矿带内有 9 个矿（化）体（插表 4-1）。即分布于 4993 山顶西部的 Zn-1、Zn-3、Zn-4、Zn-5、 Zn-6、Zn-7、Zn-8 矿体和山顶北部 Zn-9 矿化体及分布于山顶东部的 Zn-2 矿体。中段因物探异常不明显，地表未见矿化和有利的蚀变现象，尚未揭露。其中，西部的矿化情况明显好于东部和北部，矿体规模大，局部品位高；东部和北部矿化情况较差，东部仅在地表见氧化矿转石分布，经揭露，浅部中段的探矿坑道见矿情况不好，不但规模小而且品位低；北部的 Zn-9 矿化体也是地表探槽控制的矿化体有用元素含量低，深部钻孔控制的真厚度小。

有工业价值的矿体分布于 4993 山顶西部，其中 Zn-1 矿体为地表矿，有第四系坡积层掩埋，其它的 Zn-3、Zn-4、Zn-5、Zn-6、Zn-7 和 Zn-8 矿体为探矿工程揭露的隐伏矿。

4.2 矿体特征

4.2.1 Zn-1 矿体

本矿体由 TC5、TC6、TC7、TC8 探槽和 PD1、PD3、PD9 坑道及 ZK363、ZK441、ZK442、ZK501、ZK504、ZK581、ZK582、ZK583 钻孔等 23 个工程点揭露控制。钻孔揭露控制了矿体中深部特征，坑道也较好地达到了揭露控制矿体浅部特征的目的，探槽控制了地表特征。根据施工的工程控制情况，矿体产出于矿区西部的 28-66 勘探线一带，工程控制标高 4407-4773m，最高控制标高为 TC8 探槽所见矿层中心，为 4773m，最低控制标高为 ZK505 钻孔所见矿层，底板见矿标高 4407m。矿体在 ZK505 钻孔向下还有 40m 的斜向推断延深，推断的产出标高为 4369—4773m。

该矿体与 Mη -1 激电异常对应。

插表 4-1 ××矿区矿体特征一览表

矿体编号	位置	矿化特征	是否参与资源量估算
Zn-1	矿区西部28-66勘探线间，	矿体为埋藏矿体，赋存于斑岩体边部角岩化带中，由23个工程点揭露控制，产出标高4369-4773m。呈陡立弯曲起伏大脉状，剖面上矿体呈透镜状和脉状断面，深部有分枝现象，中段图上呈厚脉状断面；总长323m，最大延深410m，最厚67.95m，平均厚度29.08m（控制厚度36.72m）；总产状88°∠77°；矿体局部有小规模夹石；主要为稀疏—中等浸染状构造，少量稠密浸染状和块状构造、团块状构造、条带状构造，半自形粒状结构为主，他形粒状和自形粒状结构次之；矿化岩石主要为角岩，深部为矿化斑岩，矿石矿物主要为闪锌矿，黄铜矿次之，局部极少量磁铁矿和方铅矿，其中，中上部主要为闪锌矿化，次为黄铜矿化，局部伴生微弱方铅矿化，深部为黄铜矿化，次为闪锌矿化；非金属脉石矿物主要为角岩矿物透辉石、绿帘石、石英、方解石、绿泥石、长石、岩屑和少量泥质，金属脉石矿物为黄铁矿、磁黄铁矿和褐铁矿；矿石品位为Zn1.00-45.36%，平均6.15%，一般Cu0.1-3.0%，个别低到0.05%，平均0.46%，矿体混合品位Zn+Cu6.61%，伴生银一般Ag3-30g/t，平均16.56g/t。另伴生镉、镓、硫等有益组分也达到综合利用标准。矿体围岩为角岩，深部向石英钠长斑岩过渡。	矿区主矿体，参与资源量估算
Zn-2	矿区东部PD6平硐口北侧	矿化体为隐伏矿化体，主要赋存于石英钠长斑岩脉内，由PD6平硐工程揭露，产出标高4530m左右。呈较缓脉状，控制假厚度16.3m；产状145°∠37°；稀疏—星散浸染状构造、条带状构造，半自形粒状结构为主；矿化岩石为石英钠长斑岩，矿石矿物为闪锌矿，黄铜矿次之，脉石矿物主要为斑岩矿物石英、钠长石；岩石矿化极弱。矿化体围岩为角岩和石英钠长斑岩。	铜锌含量低，未参与估算
Zn-3	矿区西部Zn-1矿体南西侧	矿体为隐伏矿体，赋存于角岩内，由4个工程揭露控制，产出标高4354-4620m。呈陡立脉状，剖面和中段图上呈弯曲脉状断面；总长260m，最大延深272m，最厚6.02m，控制平均厚度4.88m；总产状62°∠77°；矿石特征与Zn-1矿体基本相同，但铜矿化比较强且均匀；矿石品位为Zn0.2-26.42%，平均3.55%，Cu0.36-3.48%，平均1.27%，Ag23.43g/t。	参与资源量估算
Zn-4	矿区西部Zn-1矿体北东侧	矿体为隐伏矿体，赋存于角岩和斑岩内，以前者为主，由6个工程揭露控制，产出标高4453-4662m，呈陡立脉状。总长340m，最大延深210m，最厚2.75m；总产状87°∠80°；矿石特征与Zn-1矿体基本相同，但矿化比较弱；矿石有用元素含量为Zn1.05-13.03%，平均4.07%，Cu0.01-1.58%，平均0.19%，Ag11.52g/t。	厚度小，铜锌含量低，未参与估算
Zn-5	矿区西部Zn-1矿体与Zn-4矿体间	矿体为隐伏矿体，赋存于角岩内，由ZK443和ZK365孔揭露控制，产出标高4387-4540m，呈脉状。长160m，厚2.14-3.00m；总产状85°∠60°；矿石特征与Zn-1矿体基本相同；两个工程7个样平均品位为Zn10.71%，Cu 0.18%，Ag13.38g/t。 矿体顶板为角岩，底板为斑岩。	参与资源量估算

续插表 4-1 ××矿区矿体特征一览表

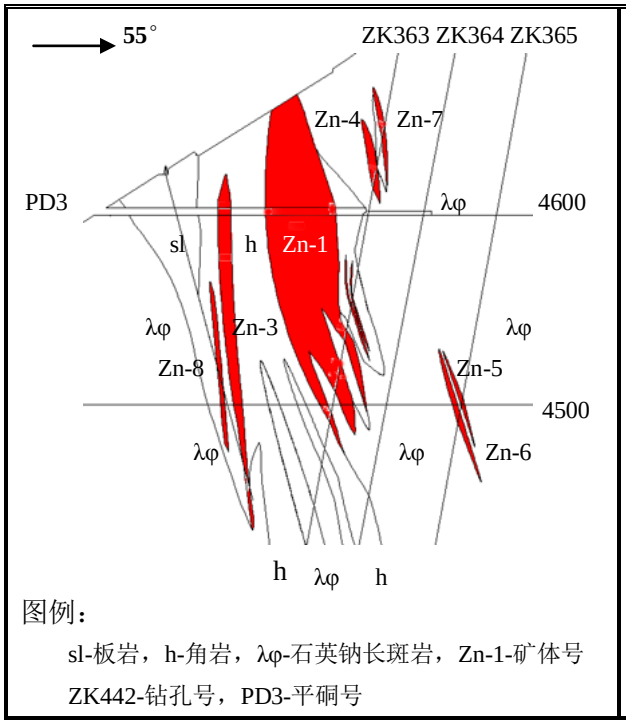
矿体编号	位置	矿化特征	是否参与资源量估算
Zn-6	矿区西部Zn-1矿体北东侧	矿体为隐伏矿体，赋存于斑岩中的角岩透镜体内，由ZK365孔揭露，产出标高4453-4530m，呈脉状。长80m，斜深80m，厚3.00m；产状85°∠75°；矿石特征与Zn-1矿体基本相同，铜、银较高，平均品位为Zn5.01%，Cu3.71%，Ag105.38g/t。	参与资源量估算
Zn-7	矿区西部Zn-1矿体北东侧	矿体为隐伏矿体，赋存于角岩内，由ZK363孔揭露，产出标高4615-4668m，呈脉状。长80m，控制厚1.88m；总体产状85°∠75°；矿石特征与Zn-1矿体基本相同；平均品位为Zn2.20%，Cu 1.50%，Ag46.82g/t。 矿体顶板为斑岩，底板为角岩。	参与资源量估算
Zn-8	矿区西部Zn-1矿体北东侧	矿体为隐伏矿体，赋存于角岩内，由ZK361孔揭露，产出标高4475-4555m，呈脉状。长80m，控制厚2.33m；直立状，走向170°；矿石特征与Zn-1矿体基本相同，含铅；平均品位为Zn2.40%，Cu 1.88%，Ag15.52g/t。	参与资源量估算
Zn-9	矿区西北部后山斜坡	矿化体为埋藏状态，赋存于斑岩边部角岩内，由两个探槽和一个钻孔揭露控制，呈脉状。长160m，控制厚0.42-22.05m，平均11.04m；产状330-332°∠62-82°；矿化岩石特征与南部Zn-1矿体基本相同，但含量普遍偏低且不均匀，含铅；有用元素平均含量为Zn0.70%，Cu0.32%，Pb0.52%。 矿化体围岩为斑岩和角岩。	铜锌含量低，未参与估算

矿体为第四系坡积物浮土碎石掩盖。根据工程揭露情况，矿体呈大脉状，总体呈陡立弯曲起伏弧形，剖面上，矿体呈透镜状和脉状断面，深部有分枝现象。总长度323m，中段图上，4656中段控制的矿体长230m，4600中段控制的矿体长150m，向深部，在4500标高附近其水平长度基本未变，在4500标高以下，水平长度逐步减小，直至尖灭。

中部平硐和钻探工程控制部分的矿体厚度大于地表探槽和深部钻孔控制的厚度。总体而言，矿体地表薄，浅部厚，深部收缩变薄并可见夹石和分枝现象，剖面图也直观地反映了这一特征。矿体中部厚度大，向南北两端厚度逐步减小，但幅度不大。中部PD1平硐工程控制部分矿体平均厚度为38.67m，如果不考虑其北端尖灭处的CM4穿脉，则4656中段矿体厚大部分的平均厚度达到46.81m，PD3平硐工程控制部分矿体平均厚度为46.29m，地表探槽工程控制部分矿体平均厚度为17.06m。4600中段以下4550标高附近的ZK581、ZK441、ZK363孔所见矿层平均厚度为26.55m，同时呈现自北向南，厚度逐步减小的趋势，ZK581、ZK441、ZK363孔所见矿层真厚度依次为29.86m、37.93m和11.87m。渐次深部的ZK583、ZK501、ZK504、ZK442孔所见矿层真厚度更减小到依次为1.56m、23.82m、13.61m和12.18m，其中，位于边部的ZK583和ZK442孔应该已经显示尖灭趋势。最深部的ZK584孔和ZK505孔虽见矿有一定厚度，但由于角岩已经逐步消失，其控制的矿化也不会有太大的延深。可见矿体有中部厚大、向两端和深部逐步变薄并尖灭的趋势。单工程控制最大厚度位于PD1主坑道，为67.95m，最小厚度1.56m，位于ZK583孔，矿体平均厚度为30.95m，其中工程控制和推断的平均厚度分别为40.51m和20.20m，而控制矿体的24个工程平均见矿厚度为25.97m。矿体延深较大，最大延深在南部第58排勘探线剖面，为410m，其次为50勘探线的365m，最小延深位于中部的

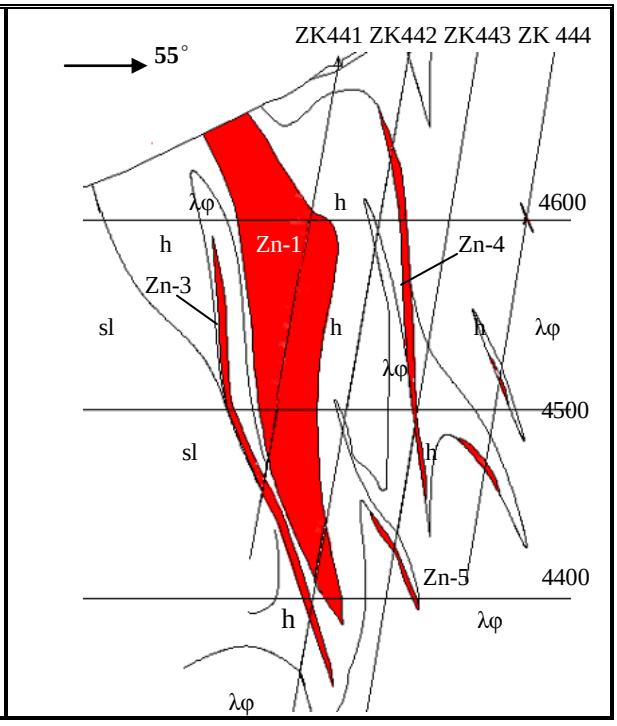
36 排勘探线剖面，只有 190m。

矿体在南部 36 勘探线剖面上为比较简单的中部厚、上下薄、深部有分枝的脉状断面（插图 4-1）。最厚部位位于 PD3 所在的 4600 中段，厚度达到 36.30m，产状 34 °∠85 °，近于直立；其上的地表 TC7 探槽所见矿层厚度 13.98m，产状 69° ∠84° ，也很陡，向深部，ZK363 孔见矿厚度变薄并分枝，ZK363 孔中心见矿标高在 4515m，累计厚度 11.87m，剖面上为 73° 向北东陡倾斜。综观本剖面矿体特征，矿体在本剖面是形态相对临近的 44 线较为复杂。总体为向北东陡倾斜的分枝脉状，最高见矿工程 TC7 探槽与最深见矿工程 ZK363 孔所见矿层中心标高相差 146m，加上最底矿层从 ZK363 孔向深部延深的 40m 斜深，矿体总计斜深 190m。



比例尺 1/4 千

图 4-1 第 36 勘探线剖面矿体形态特征



比例尺 1/4 千

图 4-2 第 44 勘探线剖面矿体形态特征

矿体在中部 44 勘探线剖面上为比较简单的上厚下薄的有弯曲和凸起的脉状断面（插图 4-2），最厚部位位于 PD3CM2 所在的 4600 中段，水平厚度可达到 50m，通过该中段见矿的 ZK441 钻孔也是本矿区工程连续见矿长度最大的，为 134.00m，其上地表 TC6 探槽所见矿层厚度 25.68m，产状 64° ∠72° ，向深部，ZK442 孔见矿厚度变薄，ZK442 孔中心见矿标高在 4424m，厚度 12.18m，剖面上以 71 °∠74 °向北东陡倾斜。综观本剖面矿体特征，矿体在本剖面是本主矿体形态最简单的断面。总体为向北东陡倾斜的大脉状，最高见矿工程 TC6 探槽与最深见矿工程 ZK442 孔所见矿层中心标高相差 229m，加上矿层从 ZK442 孔向深部延深的 40 斜深，矿体总计斜深 274m。

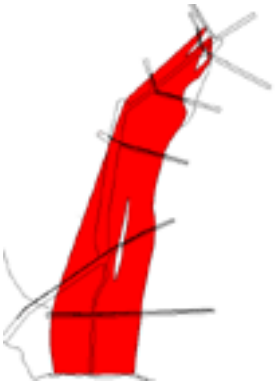
矿体在中部 50 勘探线剖面上为比较复杂的上厚下薄的有弯曲的脉状，最厚部位位于 4656 中段的 PD1 主坑道，水平厚度达到 69.00m，真厚度为 67.95m，总体产状 63 °∠84 °。其上地表 TC5 探槽所见矿层厚度 15.52m，产状 100° ∠72° ，向深部，4600 中段的 PD3CM4 坑道见矿厚度虽有变薄，但仍很厚，为 56.85m，计算的产状 83 °∠89 °，即走向 173° 直立，深部 ZK501 孔中心见矿标高在 4478m，累计厚度 22.04m，剖面上计算产状为 79 °∠67 °，以分枝状向北东陡倾斜，但在本矿体内算是产状缓的。ZK504 孔中心见矿

标高在 4450m 左右，累计厚度 13.61m，剖面上为分枝状以 79°∠68°向北东陡倾斜。最深部的 ZK505 孔见矿中心标高 4411m，剖面上呈两部分分枝状向北东中等倾角倾斜，总体产状 79°∠57°。综观本剖面矿体特征，矿体在本剖面是形态最复杂的一个，厚度变化较大，深部分枝较多，浅部有夹石，总体为向北东陡倾斜的分枝大脉状。最高见矿工程 TC5 探槽与最深见矿工程 ZK504 孔所见矿层中心标高相差 299m，加上矿层从 ZK504 孔向深部延深的 40 斜深，矿体总计斜深 365m。

矿体在北部 58 勘探线剖面上为比较简单的上厚下薄、中部厚度收缩到接近可采厚度的有弯曲的脉状（附图 22），最厚部位位于 4656 中段附近，水平厚度达到 36m，在该中段附近见矿的 ZK581 钻孔连续见矿长度仅次于 ZK441 孔，为 88.00m，真厚度 29.86m，该中段 PD1YM2 沿脉西侧所见矿层与围岩界线产状 110°走向直立，其上 PD9CM1 坑道所在 4690 中段厚度略小，为 19.94m，产状 88°∠83°，地表 TC8 探槽所见矿层厚度 12.88m，控制产状为 104°∠85°，向深部，ZK582 孔和 ZK583 孔见矿厚度变薄，ZK582 孔中心见矿标高在 4562m，厚度 6.42m，剖面上为 125°∠70°向北东陡倾斜。ZK583 孔中心见矿标高在 4494 m，厚度 1.36m，剖面上为 125°∠76°向北东陡倾斜。综观本剖面矿体特征，矿体在本剖面是形态最简单，仅仅在顶板上方见伴生的平行矿脉一条（Zn-4 矿体）。总体为向北东陡倾斜的大脉状，最高见矿工程 TC8 探槽与最深见矿工程 ZK584 孔所见矿层中心标高相差 366m，加上矿层从 ZK584 孔向深部延深的 40 斜深，矿体总计斜深 410m，是本矿区矿层延深最大的剖面。

矿体在上部 PD9 坑道所在的 4690 中段呈厚透镜状，向南伸出地表，向北尖灭，由 PD9CM1 控制，该部位水平厚 23.95m，真厚 19.94m，产状 88°∠83°。

在 PD1 坑道控制的 4656 中段，矿体呈大脉状，南厚北薄，最北端有分枝现象（图 4-3），南段 PD1 主坑道内见夹石，控制长 230m，主坑道控制的厚度最大，为 67.95m，最北端 CM4 控制的厚度最小，为 6.10m。本中段上，矿体南段以陡立的倾角向东倾斜，北段以陡立倾角向南东东陡倾斜。



sl-板岩， h-角岩，λφ-石英钠长斑岩

比例尺 1/5 千

图 4-3 4656 中段 Zn-1 矿体形态特征



sl-板岩，h-角岩，λφ-石英钠长斑岩

比例尺 1/5 千

图 4-4 4600 中段 Zn-1 矿体形态特征

在 PD3 坑道控制的 4600 中段，矿体呈弯曲大脉状（图 4-4），也是南厚北薄，矿体连续性好，见夹石。控制长 150m，中段上圈定的矿体长 323m，主坑道和 CM2 控制的水

平厚度相对较小，分别为 39.03m 和 46.85m，而 CM3 和 CM4 穿脉控制的矿体厚度相对较厚，厚度分别为 51.16m 和 64.40m。本中段上，矿体南段以陡立的倾角向北东倾斜，北段以陡立倾角向南东东陡倾斜。

矿体受岩体边界控制，矿体走向为北北西—南南东，按各工程控制的产状及其厚度换算的加权平均总体产状为 88°∠77°。

根据钻孔、探槽和平硐揭露，矿体连续性好，未见成矿后断裂和岩脉对矿体构成破坏，局部裂隙对矿体错开微弱，不影响连续性。矿体内局部有夹石，厚度不大，深部有分枝现象，分枝后即尖灭，但部分分枝延深相对较大，分枝有规律。

矿体平均厚度 29.08m，纵投影面积 54937m^2，总长 323m（4600 中段）。矿石品位为 Zn1.00-45.36%，平均 6.15%，一般 Cu0.1-3.0%，个别低到 0.05%，平均 0.46%，矿体混合品位 Zn+Cu6.61%，伴生银一般 Ag3-30g/t，平均 16.56g/t。总体而言，本矿体矿化分带明显，中上部为铜锌矿化，偶见方铅矿化，探槽、钻孔和坑道所见情况基本相同；深部主要为铜矿化，伴生闪锌矿化，主要表现为斑岩中的黄铜矿化和部分为角岩中的闪锌矿黄铜矿化。

根据计算，矿体厚度变化系数 61.38%，品位变化系数 Zn60%、Cu191%，按铜和锌品位加权平均可知混合品位变化系数 70%，较为稳定，属于厚度较稳定和品位较稳定的主矿体。

4.2.2 Zn-3 矿体

Zn-3 矿体产于主矿体 Zn-1 矿体的西侧角岩内，为一隐伏矿体，由 PD3、PD3CM2 坑道和 ZK361、ZK441 孔控制，矿体呈简单薄脉状（图 4-2），工程控制水平长 180m，推测水平总长 260m，控制部分平均厚度为 4.86m，其中最厚的为 PD3 控制的 6.04m，其次为 ZK441 控制的 4.92m 和 PD3CM2 控制的 5.99m，最小为 ZK361 控制的 1.91m。较大延深在北部第 44 排勘探线剖面，延深方向控制延深 70m，总延深 272m，在 36 勘探线剖面总延深 200m，其中控制延深 140m。矿体产出标高为 4354-4620m，总体产状 62°∠77°。

本矿体在剖面上呈上厚下薄的脉状，而在坑道工程控制的 4600 中段上呈弯曲的脉状，受局部角岩、砂板岩和斑岩脉产状控制。在浅部的 36 勘探线上近于直立，在工程中测得的产状分别为 PD3 的 254°∠85°和 PD3CM2 的 45°∠87°。深部钻孔控制部分微倾向北东，在 44 勘探线上以相对较缓倾角倾向北东，倾角约 65°。

该矿体矿石类型与主矿体略微不同的是，铜含量明显较高，为富铜锌矿石，而且矿化比较均匀，品位 Cu0.36-3.48%，Zn0.20-26.42%，平均品位为 Zn3.55%，Cu1.27%，Ag23.43g/t。

本矿体围岩为角岩和石英钠长斑岩。

4.2.3 Zn-4 矿化体

本矿体位于主矿体 Zn-1 矿体的北侧顶板围岩中，为隐伏矿，由 ZK363、ZK442、ZK443、ZK501、ZK504、ZK582 孔共 6 个工程揭露控制。矿体呈薄脉状（图 4-2），与主矿体 Zn-1 矿体平行产出，工程控制长 240m，总长 340m，南厚北薄，控制部分最大厚度位于 ZK363 钻孔，为 2.75m，最小厚度位于 ZK504 钻孔，为 0.75m，矿体产出标高为 4453-4662m，其中，控制部分产出标高为 4410m（ZK443）-4625m（ZK363），最大控制埋深位于 44 勘探线的 ZK443 孔所见底板，为 230m，最小埋深位于 36 线的 ZK363 孔所见顶板，为 64m，最大斜深位于 44 勘探线，为 210m，最小斜深位于 36 勘探线，为 50m。矿体以高倾角向东陡倾斜，根据各工程控制的情况看，总体产状为 87°∠80°。

本矿体也是剖面上为简单的脉状，在平面上工程控制的弯曲脉状，受主矿体产状控制，在 44 勘探线为倾向北东，50 勘探线为倾向东略偏南，而到 58 勘探线则倾向南东东。

该矿体矿石类型与主矿体基本相同，为贫铜锌矿石，主元素品位 Zn1.05-13.03%，伴生 Cu0.01-1.58%，各工程控制的平均含量为 Zn4.07%，Cu0.19%，Ag11.52g/t。

本矿体厚度小、有用元素含量低，平均品位达不到圈定工业矿体的品位要求，只具有地质意义，不具备工业开发价值。

本矿体围岩为斑岩和角岩，以后者为主。

4.2.4 Zn-5 矿体

本矿体位于主矿体 Zn-1 矿体与 Zn-4 矿体之间的角岩中，为隐伏矿，由 ZK443、ZK365 孔揭露。矿体呈脉状，与主矿体 Zn-1 矿体基本平行产出，稍缓，控制长 80m，推测长 160m，ZK443 钻孔见矿中心标高 4425m，3 个样控制厚度为 2.05m，44 勘探线上矿体产出标高为 4387-4446m，控制埋深 280m，斜深 70m。ZK365 孔钻孔见矿中心标高 4503m，4 个样控制厚度为 1.69m，36 勘探线上矿体产出标高为 4454-4540m，控制埋深 226m，斜深 80m。矿体以中等倾角向东倾斜，总体产状为 85°∠60°。

该矿体矿石类型与主矿体基本相同，为富铜锌矿石，品位 Zn6.66-23.38%，Cu0.46-1.07%，两工程 7 个样控制的平均含量为 Zn10.71%，Cu0.18%，Ag13.42g/t。

本矿体围岩为底板斑岩和顶板角岩。

4.2.5 Zn-6 矿体

本矿体位于 Zn-1 矿体顶板斑岩中的角岩透镜体内，为隐伏矿，由 ZK365 钻孔揭露，单孔见矿。矿体呈脉状，与主矿体平行产出，长 80m，ZK365 控制厚度 2.39m，矿体产出标高为 4453-4530m，控制埋深 230m，斜深 80m。矿体总体产状为 85°∠75°。

该矿体矿石类型与主矿体基本相同，为富锌铜矿石，品位 Zn1.02-11.87%，Cu0.78-12.70%，工程所见矿化主要为铜矿化，6 个样控制的平均品位为 Zn5.00%，Cu2.46%，Ag105.32g/t。

本矿体围岩为角岩。

4.2.6 Zn-7 矿体

本矿体位于 Zn-4 矿体顶板角岩中，为隐伏矿，由 ZK363 揭露，单孔见矿。矿体呈脉状，与 Zn-4 矿体平行产出，长 80m，ZK363 控制厚度 3.05m，矿体产出标高为 4615-4668m，控制埋深 50m，斜深 55m。矿体总体产状为 85°∠75°。

该矿体矿石类型与主矿体基本相同，为富锌铜矿石，品位 Zn1.17-2.86%，Cu0.16-5.18%，工程所见矿化主要为铜矿化，各工程控制的平均含量为 Zn2.20%，Cu1.50%，Ag46.82g/t。

本矿体围岩为顶板斑岩和底板角岩。

4.2.7 Zn-8 矿体

本矿体位于 Zn-3 矿体南西侧底板角岩中，为隐伏矿，由 ZK361 揭露，单孔见矿。矿体呈脉状，与 Zn-3 矿体平行产出，长 80m，ZK361 控制厚度 1.97m，矿体产出标高为 4475-4555m，工程控制点埋深 130-115m，斜深 80m。矿体直立产出，走向 170°。

该矿体矿石类型为富铅锌铜矿石，品位 Pb0.09-2.31%，Zn0.34-3.78%，Cu0.15-3.26%，

各工程控制的平均含量为 Zn2.41%，Cu1.88%，Ag15.54g/t。

本矿体围岩为角岩。

4.2.8 Zn-9 矿化体

本矿化体位于矿区北部斜坡，为前期踏勘发现矿转石、详查阶段通过瞬变电磁勘查发现异常，经过地质简测和槽探、钻探验证发现的矿化体。

矿体产出于 4993 斑岩体北部小斑岩露头与围岩砂板岩边界中的矿化蚀变接触带内，与瞬变电磁测量的 TEM-I 异常基本对应。

矿体为一埋藏矿体，呈脉状，由 TC9、TC10 探槽和 ZKN01 钻孔揭露，矿体呈简单脉状，工程控制水平长 80m，推测水平总长 160m，控制部分平均厚度为 11.04m，其中最厚的为 TC9 控制的 22.05m，其次为 TC10 槽控制的 10.65m，最小为 ZKN01 孔控制的 0.42m，控制延深 320m。总体产状 332°～330°∠62°～82°。

该矿体矿石类型与南坡主矿体基本相同，但有用元素总含量偏低，为贫铜铅锌矿石，而且矿化较不均匀，品位 Cu0.21～1.10%，Zn0.19～3.80%，Pb0.18～4.70%。平均为 Cu0.32%，Zn0.70%，Pb0.52%。

本矿化体具有地表厚度大、有用元素含量低而不均匀、深部厚度小、有用元素含量高的特征。

本矿化体围岩为角岩和斑岩。

由于本矿体规模小，有用元素含量低，只能算矿化现象，作为进一步工作得线索，加上本地段属虫草产区，植被发育，群众工作困难，目前暂不深入评价，只能待今后开发阶段条件成熟后可以从南坡以坑道探矿手段对本矿体所在地段开展系统勘查。

4.2.9 Zn-2 矿化体

本矿化体位于矿区东部，为预查阶段发现的矿转石区，经坑道揭露证实有矿体存在。

在 PD2 坑道内见黄铜矿小矿脉产于角岩化碳质板岩内，脉厚为 0.5m，产状为 135°∠76°。在 PD6 坑道内见星散浸染状闪锌矿化产于钠长石英斑岩脉内，脉体假厚度为 16.3m，产状为 145°∠37°，但仅为矿化现象，含量极低，没有达到工业利用标准。

该地段 Mη -3 异常与所见矿化有关系。根据两个坑道所见矿化情况和地表氧化矿转石特征及物探异常特征分析，该异常为叠加异常，起因为碳质板岩和黄铜矿闪锌矿黄铁矿化共同引起。具体情况仍有待后续工作中继续揭露。

4.2.10 其它矿体

在 Zn-1 矿体顶底板中，还见有伴生的小矿脉数条，但由于厚度、长度规模小，品位低，目前暂不评价，有待于今后矿床开发中进一步的工作继续追索控制。

4.3 矿石质量

4.3.1 矿石结构构造和物质组成

4.3.1.1 结构构造

矿区矿体矿石构造类型可以根据矿石矿物含量和它们的分布特征进行划分。

根据矿石矿物含量可以分为浸染状和致密块状构造，其中浸染状构造又可以根据含

量的高低划分为稀疏浸染状、中等浸染状和稠密浸染状构造（插图 4-5、6、7、8、9、10），目前矿区多见的是中等和稀疏浸染状，其后依次为致密块状构造和稠密浸染状构造。

根据矿石矿物分布特征可以划分为按一定方向分布的条带状构造和杂乱分布且含量不稳定的团块状构造。



矿石中见稠密浸染状矿石条带(PD1)

图 4-5 致密块状铁闪锌矿石



(PD1)

图 4-6 条带状铁闪锌矿石



(PD3)

图 4-7 稠密浸染状矿石中的黄铜矿团块



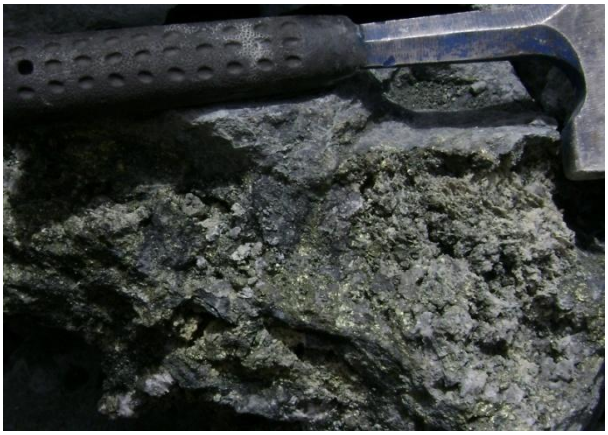
(PD1)

图 4-8 致密块状铁闪锌矿石中的黄铜矿团块



(PD1)

图 4-9 含角岩团块的致密块状铁闪锌矿石



(TC8)

图 4-10 多孔状氧化淋滤的稠密浸染状铜锌矿石

根据钻孔、坑道工程矿体观察研究，矿石构造在矿体空间上存在一定的分布规律，致密块状构造往往出现于矿体的中心部位；团块状构造位于矿体的上下边部，而条带状、浸染状构造往往出现于矿体靠围岩一侧。

致密块状构造：矿石金属硫化物磁黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿含量大于 80%，脉石矿物含量小于 20%构成致密块状构造。它们呈半自形～它形晶紧密连生，组成相对均一的致密块状构造。

稠密浸染状构造：矿石矿物含量变化在 50—80%之间。

中等浸染状构造：矿石矿物含量变化在 30—50%之间。

稀疏浸染状构造：矿石矿物含量小于 30%。

条带状构造：因矿石矿物和成矿期形成的脉石矿物按一定规律沿某个方向定向排列而形成，多表现为成群出现，金属硫化物呈密疏不等定向分布，其密集部分形成条纹～条带状构造，常与浸染状构造呈间互交错或过渡，相伴而生。

团块状构造：矿石矿物和成矿期形成的脉石矿物在矿石中不均匀杂乱分布，在贫矿中呈局部富集和在富矿中局部含量很低，或不同的矿石矿物在矿石中不同的部位含量变化大，常伴随矿物结晶粒径的较大变化和自形程度的变化。由于金属硫化物沿各种张裂隙构造以及不同构造交汇部位充填形成团块状构造，团块的主要矿物成分为磁黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿或它们的集合体，一般具有粗大的结晶粒度。

在地表还见有多孔状、蜂窝状构造，均由其它构造类型经氧化淋滤形成。

矿区矿石结构类型较丰富，不同的结构构造类型与矿床成矿作用关系密切，并对应不同的成矿作用阶段。

目前，矿区已知矿石结构类型有半自形粒状结构、它形粒状结构、固溶体结构、脉状穿插交代结构、交代残余结构、充填交代结构和网状结构。

半自形粒状结构：呈现此类结构的矿物较多，矿物，主要是金属矿物闪锌矿和黄铜矿及黄铁矿、磁黄铁矿及少量的方铅矿，呈粒状，按结晶习性呈半自形状态，矿石矿物和脉石矿物紧密镶嵌。

它形粒状结构：与半自形粒状结构相比，矿物自形程度低，呈它形。磁黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿等主要金属矿物呈他形粒状，构成他形不等粒状集合体，主要出现在致密块状构造和团块状构造矿石中。

以上两种结构类型中，矿物结晶习性有差异，粒度差别较大。其中闪锌矿结晶粒度差别更大，在矿体中心及靠近顶板部位，常见结晶粗大的铁闪锌矿且自形程度较高；而在靠近矿体底板部位，即靠近岩体一侧，铁闪锌矿结晶粒度相对较细，且自形程度较低，但在岩体内的矿化脉中的铁闪锌矿自形程度相反，常呈细粒自形状。

固溶体结构：在闪锌矿和黄铁矿中，因存在黄铜矿固溶体而形成的结构形式。常见有闪锌矿中出现的黄铜矿、磁黄铁矿的乳滴或黄铜矿中的闪锌矿乳滴以及在磁黄铁矿中的闪锌矿乳滴。

脉状穿插交代结构：黄铜矿沿闪锌矿和黄铁矿矿物内的裂开面呈细脉状穿插产出并在接触边缘交代闪锌矿和黄铁矿矿物而形成的结构形式。

交待残余结构：黄铜矿沿闪锌矿和黄铁矿矿物内的裂开面和解理面穿插产出并在接触边缘强烈交代闪锌矿和黄铁矿矿物，闪锌矿和黄铁矿几乎被交代殆尽，呈孤岛状颗粒产于黄铜矿中，有时临近的颗粒有相同或相近的光性特征。

4.3.1.2 矿石物质组成

矿区矿石中的矿物可以根据它们的利用性质划分为矿石矿物和脉石矿物，脉石矿物又可以分为非金属脉石矿物和金属脉石矿物。

矿石矿物主要包括闪锌矿、黄铜矿和少量的方铅矿及磁铁矿，地表氧化矿和混合矿

中见次生氧化的水锌矿、孔雀石和蓝铜矿沿裂隙充填。在本矿床中，闪锌矿和黄铜矿为共生矿，方铅矿及磁铁矿为伴生矿物。

闪锌矿：该矿物是矿区分布广泛且最重要的有用金属矿物。黑褐色，条痕白—褐色，金刚光泽，它形—半自形—自形粒状四面体晶体。粒径可以分为两组，一组较细，分布于矿体靠近底板部位，一般为<0.15-2.2mm；另一组较粗，分布于矿体中部和靠近顶板部位，一般为 10mm 左右，个别可以达到 20mm，该矿物含量变化较大，在各类型矿石中其含量、形态特征亦有所差异。在浸染状矿石中，闪锌矿的含量变化范围极大，有时仅偶见，而有时在局部地段明显富集，形成闪锌矿团快。在致密块状矿石和团块状矿石中，闪锌矿含量较为稳定。闪锌矿的形态在不同的矿石类型中差异亦比较明显。在浸染状矿石中，闪锌矿主要呈星点状均匀的分布于脉石矿物中；而在致密块状矿石和团块状矿石中，闪锌矿多为不规则粒状或沿磁黄铁矿晶粒间填充交代。镜下晶体中常见定向的、呈乳滴状或不规则状方黄铜矿和黄铜矿细小晶体穿插分布于铁闪锌矿中并有交代，有棕红－血红色内反射，为温度下降时黄铜矿呈乳滴状沿闪锌矿解理薄弱面聚集排列而成。除此外还见黄铜矿与闪锌矿连生，多沿闪锌矿边缘分布，部分样品中见闪锌矿切断磁黄铁矿和黄铜矿边界的现象，说明闪锌矿结晶稍晚。

黄铜矿：该矿物分布亦较普遍。黄色，金属光泽，不规则它形粒状集合体产出，且常呈乳滴状、不规则状分布于闪锌矿中，粒径<0.1～1.25㎜。在各类型矿石中，黄铜矿的含量不一。其中，浸染状、条带状矿石中，黄铜矿的含量一般都较低，大约为 1－5%；在致密块状矿石和团块状矿石中，其含量变化较大，且不稳定，一般可占金属矿物的 3～15 %，局部高者占金属矿物的 50%以上。黄铜矿的形态在不同的矿石类型中亦有所差异。在浸染状矿石中黄铜矿与磁黄铁矿共同沿片理面呈不规则片状、膜状分布，在垂直片理面呈拉长的长条状分布等。条带状、团块状和致密块状矿石中的黄铜矿多沿磁黄铁矿、闪锌矿颗粒边缘、粒间嵌布，或沿微细裂隙呈细脉状充填，对磁黄铁矿、闪锌矿具有交代现象，部分光片中见黄铜矿呈乳浊状嵌布在闪锌矿中，反映出黄铜矿形成时间较磁黄铁矿、闪锌矿晚的特征。

方铅矿：该矿物分布局限，含量低。钢灰色，条痕灰黑色，强金属光泽，自形—它形立方体晶体及其集合体，三组解理发育，晶棱长度多在 2mm 以下，多呈它形粒状、团块状和细脉状与闪锌矿、磁黄铁矿和黄铜矿连生或充填其间或长于闪锌矿的边缘，局部团块中粒径可以达到 10 mm。其形成一般晚于磁黄铁矿、闪锌矿。

磁铁矿：钢灰色—铁黑色，条痕黑色，半金属光泽，强磁性，它形粒状和粉末状集合体，粒径<0.1-4㎜，变化较大，与闪锌矿紧密镶嵌。

非金属脉石矿物成分主要为透辉石、绿帘石、石英、长石、岩屑、方解石、绿泥石和少量泥质及极少见的萤石。

透辉石：灰绿色，半自形－自形柱状晶体，粒经 0.05—2mm，有被绿泥石交代现象。

绿帘石：黄色、黄绿色，玻璃光泽，自形－半自形柱状体，柱状体长度多在 0.05—3mm。

石英：无色透明—烟灰色半透明，油脂光泽，它形－不规则粒状集合体，粒径多在 0.05—3mm，解理不发育，贝壳状断口，野外测试硬度小于小刀。

方解石：白色半透明，自形－半自形菱形粒状集合体，平行四边形晶面，粒径多在 0.1—5mm，三组解理发育。

长石：白色和灰白色，玻璃光泽，半自形—自形板状体，粒径与石英相同，三组解理中等发育—不发育，在岩体边部的矿化体中见白色圆形断面晶体。

绿泥石：灰绿色—绿色泥状集合体。

萤石：在矿体中局部见其团块，呈无色—淡玫瑰红色，玻璃光泽，它形粗粒状，解

理不发育。

岩屑和泥质：在矿化的角岩中见有，其原因是岩石不完全变质形成的残余成分。

金属脉石矿物主要包括黄铁矿、磁黄铁矿和次生褐铁矿。

黄铁矿：浅黄色，金属光泽，它形－半自形粒状集合体，粒径 0.01～5mm，极个别达到 10mm，多被磁铁矿、闪锌矿交代，可见被闪锌矿包嵌者，近地表者常演变为次生褐铁矿。在含矿石英脉及裂隙构造中常见，含量 1－3%，粒度一般在 0.05～1mm，黄铁矿主要呈他形粒状或半自形粒状与黄铜矿连生或包于黄铜矿中，或呈集合体分布于脉石中。其它矿石类型中仅偶见。

磁黄铁矿：该矿物是矿区分布最普遍的主要金属矿物之一。黄色，带棕色调，金属光泽，它形粒状，粒径 0.01～5mm，多呈集合体分布于闪锌矿等矿物中或它形粒状分布在矿物间隙、与黄铜矿有共结边关系，可见包嵌交代方铅矿现象。它在各类矿石中的含量都较高，但不同的矿石类型其含量变化较大。在浸染状－条带状矿石中，磁黄铁矿含量一般在 10－40%之间，含量比较稳定，变化不大；在致密块状矿石和团块状矿石中，含量变化较大，一般在 30－70%之间，高者可达 90%，局部形成较纯的块状磁黄铁矿。磁黄铁矿的形态在不同的矿石类型中亦有所差异。在浸染状矿石中磁黄铁矿主要沿片理面呈不规则片状、膜状分布，在垂直片理面呈拉长的丝条分布，部分常呈他形粒状沿脉石矿物（主要为石英）的粒间分布；团块状和致密块状矿石中的磁黄铁矿多数呈他形粒状与黄铜矿、闪锌矿连生，或与黄铜矿聚粒互相镶嵌或分布于黄铜矿聚粒的周围；另有少数磁黄铁矿呈自形晶、半自形晶分布于闪锌矿、黄铜矿中。矿区磁黄铁矿绝大部分为六方晶系，普遍具有无磁到弱磁性特征。

褐铁矿：粉末状集合体，脉状或网脉状穿插交代其它矿物，为地表氧化作用产物，少量褐铁矿粉末状集合体保留了闪锌矿晶形假像。

4.3.2 矿石化学成分

4.3.2.1 矿石主要有用组分含量及分布

矿石化学成份以 Zn、Cu、Ag、Fe、Pb 含量较高为特征，这与矿体为黄铜矿化铁闪锌矿化和磁铁矿化有直接关系。

根据矿石基本分析（Cu、Zn、Pb、Ag、Fe，附表 9）和组合分析（Se、Cd、Bi、Ga、In、Co、Sn、S）结果（插表 4-2），矿石中主要有用组分为铜和锌，伴生有益组分为银、镉、镓、硫、铅、硒等。根据基本分析结果可以发现铜、锌含量存在以下分布规律：

矿床矿石主要有用组份为锌的含量稳定，变化不大，变化系数 60%。品位大多在 3%—15%，平均品位 6.04%，部分样品元素含量最低达到接近边界品位，部分高于 20%，个别最高超过 30%。总体变化趋势是自上而下锌含量逐步降低，地表探槽工程平均品位（厚度加权平均）10.23%，坑道内的平均品位为 6.79%，深部钻孔中的平均品位为 4.28%。

铜的含量在工程内不稳定，变化系数 191%，品位多在 0.5%左右，地表探槽工程平均品位（厚度加权平均）1.00%，浅部坑道内的平均品位为 0.31%，在深部的钻孔内铜含量明显升高，单工程平均一般在 0.1-3%间，深部平均 0.70%，相对于锌而言，坑道品位变化稍大，与成矿期矿床内元素的自然分布有关，而与氧化作用无关。

矿石化学成分变化总体特征是锌相对铜稳定且含量较高，锌自地表向深部有品位降低的趋势，而铜则有地表含量和深部钻孔含量高、坑探工程中含量低、深部钻孔品位明显高的特征，由于矿体深部矿化特征表现为矿化的石英钠长斑岩，所以有利于铜的富集，故有升高的趋势。

4.3.2.2 伴生有益和有害组份

表 4-2　Zn−1 矿体不同矿石类型组合样分析结果表

工程号	矿石类型	元素含量（%）								备注
		Cd	Ga	S	Se	Bi	Sn	In	Co	
ZK441	致密块状矿石	0.0339	0.00225	7.36	0.00242	0.000909	0.00572	0.000281	0.00281	
	中等浸染状矿石	0.0136	0.00353	3.09	0.00225	0.00483	0.00803	0.000344	0.00166	
	条带状矿石	0.0184	0.00247	3.64	0.000926	0.00451	0.00345	0.000175	0.00188	
	稠密浸染状矿石	0.0276	0.00252	5.37	0.000697	0.00180	0.00398	0.000199	0.00189	
	团块状矿石	0.0353	0.00321	12.29	0.000823	0.0266	0.00433	0.000221	0.00539	高铜
ZK581	致密块状矿石	0.0310	0.00315	7.75	0.00153	0.00204	0.00672	0.000300	0.00232	
	中等浸染状矿石	0.0135	0.00356	4.30	0.00126	0.00060	0.00780	0.000331	0.00172	
	稠密浸染状矿石	0.0295	0.00258	7.89	0.000932	0.00250	0.00536	0.000274	0.00327	
	致密块状矿石	0.0381	0.00358	18.66	0.000600	0.0137	0.00615	0.000306	0.00724	
ZK501	稀疏浸染状矿石	0.0122	0.00515	7.69	0.000762	0.00060	0.00532	0.000270	0.00654	高铜
	矿床平均品位	0.0253	0.0032	7.80	0.0012	0.0058	0.0057	0.00027	0.0035	
	评价品位	0.01	0.001	4.00	0.001	0.02	0.08	0.001	0.01	

根据基本样品、光谱样品和组合样品分析结果，伴生有益组份为银、镉、镓、硫、铅、硒、铁等（插表 4-2）。

伴生有益组份银的总体含量特征与铜相似，平均品位为 15.73g/t，达到综合利用品位。但含量变化比较大，一般变化在 3～60 g/t 之间，最高达 213g/t。从分析结果看，一般铜或铅含量高，银含量就高。地表探槽内含量很低，而深部工程中含量较高。

伴生有益组份铅仅在部分工程中个别样品达到伴生工业品位的矿化显示，即南部工程的 TC6 探槽、PD3 和 PD3CM1 坑道及部分钻孔个别样品有达到综合利用价值的伴生铅，含量变化在多在 0.01—2.0%之间，但矿层内其平均含量低于 0.1%，没有综合利用价值。

伴生有益组分铁含量低，部分样品分析结果磁性铁（mFe）含量一般在 1～3%，极个别可达 17～33%。总体难以回收，没有综合利用价值。

伴生有益组分镉在各种类型矿石中均达综合利用品位以上，含量变化在 0.0122～0.0381%之间，平均含量为 0.0253%。总体变化趋势是：致密块状＞团块状＞稠密浸染状＞中等浸染状＞稀疏浸染状。有综合利用价值。

伴生有益组分镓在各种类型矿石中均达综合利用品位以上，含量变化在 0.00225～0.00515%之间，平均含量为 0.0032%。有综合利用价值。

根据有色金属矿山以往工作经验和本次详查选矿试验成果，镉、镓金属赋存于闪锌矿中，必须在选矿环节进行回收，其回收率与锌一致，在产品销售中进行计价。

矿石因富含金属硫化物，所以硫含量普遍较高，含量变化较小，除个别外均可达综合利用品位以上。矿石中硫含量范围为 3.09－18.66%，平均含量为 7.80%，含量在块状矿石中大于浸染状矿石。有综合回收利用价值。

伴生有益组分硒在致密块状和中等浸染状矿石中含量可达综合利用品位以上，含量变化在 0.00126～0.00242%之间，但矿石类型分散，总体难以回收，无综合利用价值。

矿石中有害元素为砷、磷和锑，但是含量低，不影响矿石的选冶加工性能。

4.3.3 矿石氧化特征

根据矿床氧化程度划分标准，矿石类型可以按按氧化程度划分为氧化矿石、混合矿石和硫化矿石。

根据现有工程了解，矿石氧化程度低，地表以下迅速变为硫化矿。根据普查阶段在 PD1 坑道 Zn-1 矿体矿石样品物相分析检测报告，本矿床锌的赋存状态包括硫化态（92.12%）、氧化态（1.75%）、硫酸盐态（0.005%）和其它态（6.13%）。浅部铜的赋存状态包括原生硫化铜（75.6%）、次生硫化铜（19.5%）、氧化铜（4.9%），而且铜主要分布在深部，深部矿石氧化程度大为降低，绝大部分表现为硫化铜。该结果与和选矿试验中分析的物相情况基本一致（详见插表 5-6、插表 5-7）。

由于物相样和选矿试验用于物相分析的样品采自矿体上部的坑道，坑道内矿石氧化程度高于下部，因此矿床矿石的氧化程度极低。按划分标准，本矿床矿石类型为硫化矿石。

矿床矿石氧化程度极低，氧化矿和混合矿的分布范围和深度很有限，不存在“三带”的划分问题。

氧化矿仅分布于地表，根据探槽揭露，本矿床氧化深度可达到 3m。氧化程度低，只限于地表矿体表面，矿区地表所见到氧化矿石矿物主要为水锌矿和少量孔雀石及蓝铜矿。

混合矿产于氧化矿下部，硫化矿上部，本矿区混合矿不发育。经探槽局部深挖，和 PD1CM5 穿脉工程揭露控制，证实厚度也可以达到 3m。混合矿矿石矿物主要为水锌矿、闪锌矿、黄铜矿和少量孔雀石及蓝铜矿。

硫化矿是本矿区主要矿石类型，占绝对多数。氧化矿和混合矿仅分布于地表表层，

坑道探矿工程和钻探工程中所见矿石均为硫化矿石。矿石矿物以闪锌矿为主，次为黄铜矿，见极少量方铅矿。

4.4 矿石类型和品级

本矿床产于石英钠长斑岩与碎屑岩接触带上的角岩化带内，局部产于石英钠长斑岩中，呈脉状产出，金属矿物为闪锌矿和黄铜矿，伴生有益组分方铅矿、磁铁矿和银。根据《铜、铅、锌、银、镍、钼地质勘查规范（DZ/T0214-2002）》，本矿床的工业类型属围岩中的脉状锌矿，向深部有过渡到斑岩铜矿的趋势。

铜锌矿石的自然类型主要为闪锌矿石和黄铜矿石，伴生的铜铅矿石的自然类型主要为黄铜矿石和方铅矿石。据此可确定本矿为铁闪锌矿和黄铜矿，伴生方铅矿化矿床。

矿床地表矿石氧化明显，往深部方向氧化程度迅速减弱，但主元素品位变化不大，矿石锌品位变化在 Zn0.5～30%之间，主要分布区间为 Zn2～10%，矿床工程控制的和推断的平均品位分别为 Zn7.00%和 Zn4.20%，铜多在 Cu0.1～3.0%之间，大多在 Cu0.5%左右，矿床工程控制的和推断的平均品位分别为 Cu0.43%和 Cu0.65%，在浅部工程偏低，在深部工程内的矿石铜品位普遍趋高，平均达到 Cu0.87%，最高 Cu23.38%。矿床矿石应为品位中等的硫化铜锌矿石。

根据矿区矿石结构构造特征，矿石构造类型包括致密块状矿石、稠密浸染状矿石、中等浸染状矿石、稀疏浸染状矿石、条带状矿石和团块状矿石等。

4.5 矿体围岩和夹石

矿床围岩岩石类型简单，总体规律是东侧为斑岩体，西侧围岩为角岩，再向西为板岩，在矿体分布范围内主要岩性是角岩，部分为斑岩。

石英钠长斑岩，白色，块状构造，斑状结构。斑晶成份钠长石和石英。钠长石呈白色，玻璃光泽，它形—自形板状晶体，它形晶体者常见圆形断面，三组解理不发育，粒径一般 1—10mm，常被粘土矿物交代。石英呈无色—烟灰色，半透明—透明，油脂光泽，它形粒状。斑晶中石英和钠长石含量变化较大，常有仅见一种斑晶矿物的情况，含少量白云母和角闪石，总含量 30—50%。基质成分为隐晶质长英质矿物集合体，白色。靠近矿层处常有星散浸染状闪锌矿化，而靠近角岩界线上常有角岩角砾，角砾有熔蚀现象（插图 3-3）。

绿帘石透辉石角岩（插图 3-4）和角岩化砂板岩和碳质砂板岩。绿帘石透辉石角岩呈灰绿色，块状构造，柱状变晶结构，变余结构，主要成份为变质矿物透辉石、绿帘石和部分绿泥石，见少量残余泥质，透辉石呈半自形—自形柱状，粒经<0. 5mm，常呈放射状集合体，并被方解石和绿泥石交代，绿帘石，半自形柱状，粒经<0. 5mm，越接近岩体则变质矿物含量逐步增加，局部有星散浸染状闪锌矿化，局部还保留有残余板理面（图 4-12）。钙质砂板岩细至中粒变余结构，板状构造，矿物成分为石英、长石、绿泥石、绢云母、方解石等。

矿体下部钻孔中的围岩顶底板都见石英钠长斑岩，且矿化主要表现为黄铜矿化石英钠长斑岩。

矿体与围岩界线为较规则的弧线，矿体与围岩间界线主要为渐变过渡和迅变接触关系（图 4-11、4-12）。

矿体连续性好，偶见小规模夹石分布，但一般达不到剔除厚度标准，具有规模的夹石为 4656 中段 PD1 坑道所见的一层夹石，根据工程控制，夹石厚度近 3m，展布特征与

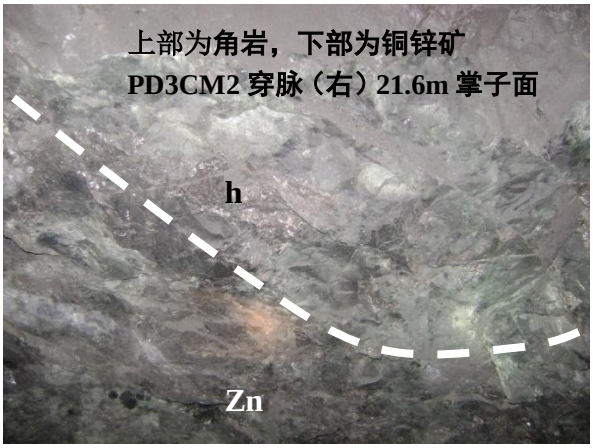


图 4-11　矿体与顶板角岩间的接触关系

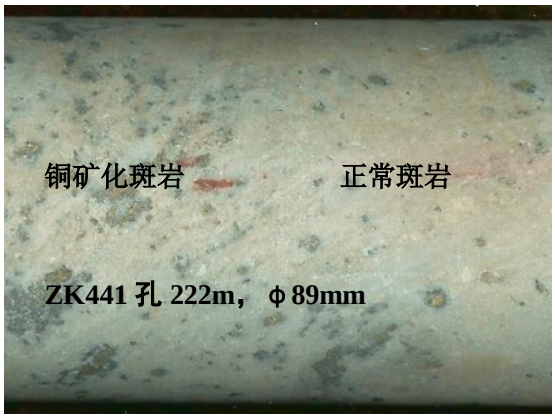


图 4-12 铜矿化斑岩与正常斑岩的过渡接触关系

矿体展布特征一致，夹石岩性为闪锌矿化角岩。4600 中段 P D3 也见夹石，但也是规模小。

4.6 伴生矿产综合评价

矿床除主元素锌、铜外，还有银、镉、镓、铁、硫、铅、硒等伴生有益元素（插表 4-2）。根据化学分析结果，矿床银平均含量为 15.76g/t，根据矿石组合分析结果，矿床镉平均含量为 0.0253％，镓平均含量 0.0032％，硫平均含量为 7.80％，均达到伴生组份品位要求，有综合利用价值，根据选矿试验成果，银、镉、镓富集于闪锌矿中，在锌精矿中进行回收和计价，可回收计价的硫以黄铁矿和磁黄铁矿形式存在，单独回收利用。

伴生有益组份铅仅在部分工程中个别样品达到伴生工业品位的矿化显示，即南部工程的 TC6 探槽、PD3 和 PD3CM1 坑道及部分钻孔个别样品有达到综合利用价值的伴生铅，含量变化在多在 0.01—2.0%之间，但矿层内其平均含量低于 0.1%，没有综合利用价值。

铁含量在局部较高，但由于磁铁矿普遍和黄铁矿共生，选矿试验证实选出的铁矿硫含量偏高，不能用于工业领域，没有商业价值，有待于在续后工作中研究。

硒含量虽在局部可达有益组分含量，但考虑到采矿过程中其赋存的矿石类型分散，故无综合利用价值。

其它元素中，Bi、Sn、In、Co 等含量低，未达到工业指标要求。

4.7 矿床成因与找矿标志

4.7.1　矿床成因

本矿床矿体赋存于钠长石英斑岩与旁多群碎屑岩地层接触带部位；矿石矿物主要为铁闪锌矿、闪锌矿和黄铜矿及少量方铅矿，脉石矿物主要为透辉石、绿帘石、石英、长石、岩屑、方解石、绿泥石和少量泥质及极少见的萤石；围岩蚀变为角岩化、绿泥石化和碳酸盐化。根据矿床产出部位、矿物组合及围岩蚀变特征，可以确定本矿床成因类型为热液充填交代型矿床。

根据矿床特征，结合区域成矿背景，推断矿床成矿机制为：

伴随古近纪始新世（喜山早期，年龄为 52.40±0.79Ma）酸性岩浆侵入到旁多群碎屑岩地层的侵入作用，在其侵入体顶部为石英钠长斑岩，由于岩浆高温的作用，在接触带

附近的碎屑岩发生角岩化，地层和岩浆中的矿化元素得以活化迁移，同时在接近地表附近的浅部，含矿热液首先在岩体与围岩接触带上的有利成矿空间充填和沉淀，有利部位主要是成矿前和成矿期因岩体侵入形成的以斑岩体为中心环状构造体系内，包括向岩体倾斜和向外倾斜的环状构造和放射状构造，这些构造也是角岩化最有利部位。成矿物质的沉淀不仅局限于角岩中，在斑岩体上部的边缘也发生沉淀。其携带的成矿物质（Zn、Cu、Fe、Pb、Ag、S 等）在岩石中不断富集，发生矿化，由于含量较高，形成工业矿体。后期发生降温作用，在岩体接触界线上发生了收缩张裂隙，在矿体内及其附近再次发生了晚期的深部矿质继续上侵，在矿体中形成小规模含铅铜矿脉的侵入，导致矿体局部铜含量比较高，而同时银含量也相对比较高。由于成矿作用分成两期，而且两期成矿元素组合和不同部位成矿强度有差异，所以矿床成矿元素有分带现象。

4.7.2 找矿标志

地质找矿标志：地表的氧化物和硫化物露头；角岩化、黄铁矿化、黄铜矿化、闪锌矿化、孔雀石化、蓝铜矿化、褐铁矿化、碳酸盐化是矿化蚀变标志；酸性岩体与围岩接触带，尤其是石英钠长斑岩体与石炭系诺错组砂板岩接触部位上有角岩化时成矿更有利。

物探找矿标志：物探的低电阻率、高极化率异常与铜锌矿体对应。

化探找矿标志：化探测量 Ag、Bi、Cu、Pb、Zn 元素高异常区，分带清楚，套合性较好的地段。

在矿区附近地区，若酸性岩体附近碎屑岩地层中发生角岩化并黄铁矿化和褐铁矿化，则酸性岩体与围岩接触带地段附近有利部位可能存在铜锌矿化。

第 5 章 矿石加工技术性能

5.1 大样采集及实验思路

西藏××实业有限公司勘查中在 PD1、PD3 坑道及其沿脉、各穿脉揭露控制的矿层内采取了大样，大样由 95%的矿石和各矿样所在矿层两侧 5%的围岩组成。由于该实验样是在勘查过程中采集的，各矿石类型比例和围岩等配矿品位参考矿体中上部品位，可以代表当时掌握的矿体矿石特征，原矿样分析品位为 Zn6.82%、Cu0.35%。经本次核实的资源储量估算后可知，原矿品位铜略低于矿床平均品位，而锌略高于矿床平均品位，主要是矿床深部锌矿化减弱而铜矿化增强的原因，但仍比较接近，代表性较好，其结果可以作为实验和评价依据。

委托湖南有色金属研究院于 2008 年对矿石进行选冶加工技术性能测试，并 2009 年 1 月 10 日提交了《西藏××××铜锌多金属硫化矿试验开发研究报告》。

工艺流程试验在依据矿石性质研究特点，以及大量的探索性试验，铜铅矿物的混合浮选和优先浮选试验方案的比较试验的基础上，确定该多金属矿采用先回收铜再回收铅然后回收锌，并且对锌中矿进行再磨，最后从浮锌尾矿中回收硫的优先浮选工艺流程。本矿石由于部分锌矿物受到次生铜矿的活化可浮性非常好，上浮的锌很难抑制，铜矿物和铅矿物的浮选产品中含锌量比较大，在浮选工艺流程中采用高效捕收剂 BP，和抑制剂硫酸锌、亚硫酸钠和硫化钠的组合强化对锌矿物的抑制，解决了铜铅矿物中含锌过大的难题。工艺流程适合矿石性质，尤其适合该矿石铜锌共生关系密切，嵌布粒度细以及铜锌分离难的特点。

5.2 试验目的和主要成果

矿区矿石资源储量大，金属市场潜力大，开发利用前景良好，为尽快将矿产资源转化为企业经济效益，由湖南有色金属研究院对该矿样进行选矿工艺流程试验研究，西藏××矿业实验室选矿技术骨干到长沙实验室参与研究，为建厂设计和生产提供技术依据。

××铜锌硫化矿优先浮选工艺流程是在磨矿细度 78%-200 目的条件下，采用 BP 作为铜矿物捕收剂，硫化钠、硫酸锌和亚硫酸钠作为锌矿物的抑制剂，铜浮选流程为一粗一扫三精；铅浮选使用石灰、硫化钠、硫酸锌和亚硫酸钠作为抑制剂，25#黑药、SN 和丁黄药作捕收剂，2#油为起泡剂，采用一粗一扫四精；锌浮选采用硫酸铜作为活化剂，石灰作为黄铁矿的抑制剂，乙丁黄药（1：2）混合用药作为捕收剂，2#油作为起泡剂，锌浮选流程为一粗三扫三精。由于锌矿物嵌布粒度不均匀，部分锌粒度细小，为了提高锌的品位和回收率，采用了锌中矿再磨措施，试验表明中矿再磨可以提高锌的回收率和品位，锌回收率提高 4.78%、品位提高 2.33%。铜铅锌浮选的工艺流程如图 5-1 所示，铜铅锌浮选的最终选矿试验指标见表 5-1。由于原矿含铅非常低（Pb0.093%），而且铜铅锌共生关系密切，铜铅锌之间的分离难度非常大，铅的回收难度特别大。因此获得的铅精矿含铜和锌高，铅的回收率比较低、成本高。建议在设计和将来工业生产中密切关注原矿铅的品位，当原矿含铅低于 0.3%的情况下，铅的回收没有利润，可以不考虑铅的回收，以降低生产成本，提高选矿效益。

针对该铜铅锌铁多金属硫化矿的矿石性质特点，铜铅锌采用优先浮选工艺流程，再综合回收铁和黄铁矿，具有流程结构合理，对资源的综合利用最优化，综合提高企业经济效益。对浮选铜铅锌的尾矿进行浮选—磁选工艺回收铁和硫。试验采用浮选回收硫，

然后硫浮选尾矿采用磁选来回收磁性铁矿物，磁选铁粗精矿再磨，磁选铁精矿浮选脱硫，浮选—磁选工艺回收铁和硫如图 5-1 所示，获得的试验指标见表 5-2。硫精矿：对原矿的产率为 4.85%，含硫品位为 40.8%，对原矿总含硫的回收率为 35.09%；铁精矿：对原矿的产率为 16.50%，含铁品位为 63.35%，对原矿磁性铁的回收率为 98.98%。

试验指标稳定，工艺先进，流程较为简单，易于工业实施，建议将该工艺流程作为建厂设计依据。

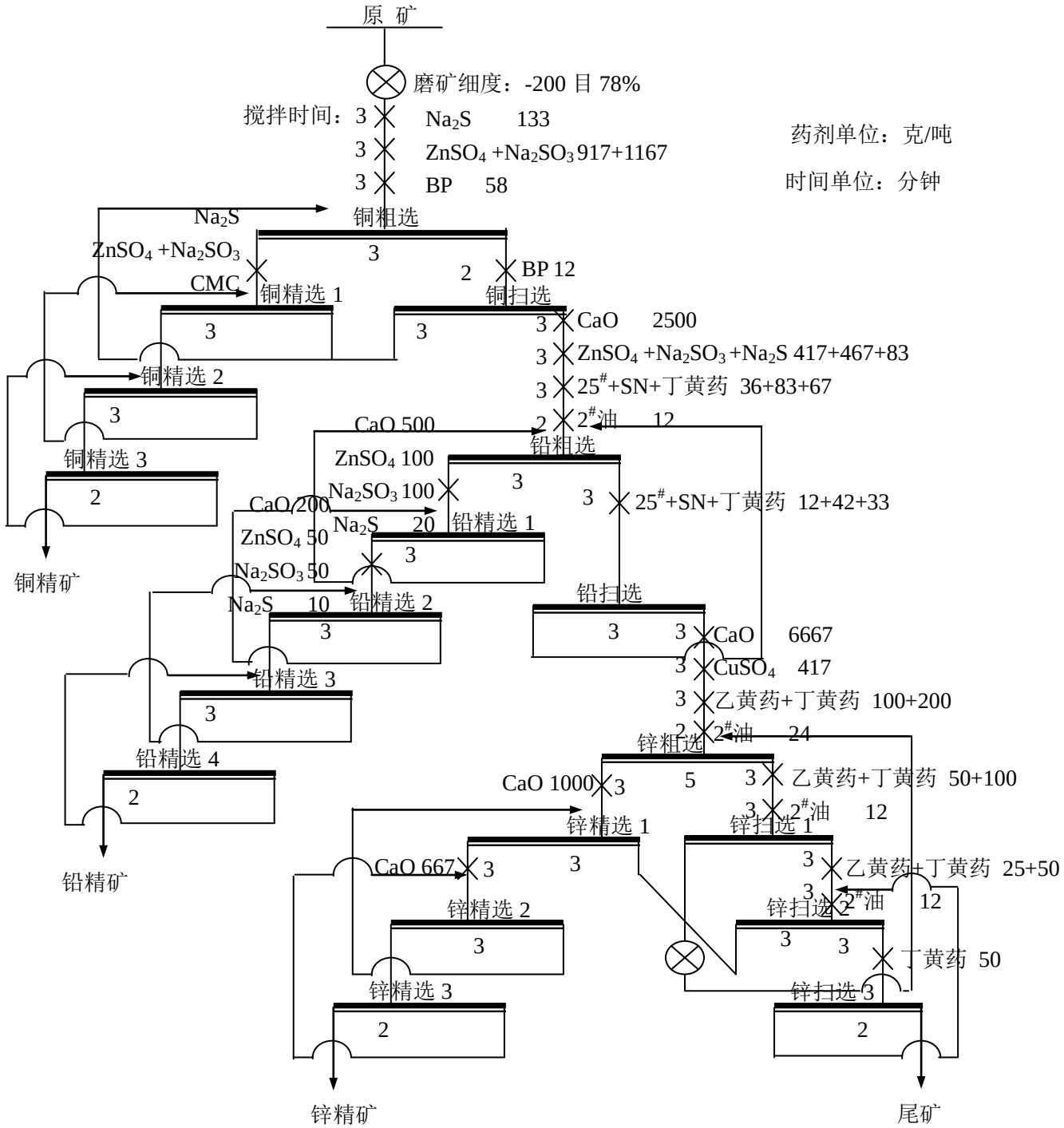


图 5-1　铜铅锌浮选全流程闭路试验

表 5-1 浮选的最终选矿试验指标

产品名称	产率（%）	品位（%）			回收率（%）		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
铜精矿	0.832	26.35	1.93	8.32	63.44	17.18	1.02
铅精矿	0.045	3.80	53.25	16.41	0.49	25.64	0.11
锌精矿	12.338	0.75	0.18	47.52	26.78	23.76	86.02
尾矿	86.785	0.037	0.036	1.01	9.29	33.42	12.86
原矿	100.00	0.346	0.093	6.816	100.00	100.00	100.00

表 5-2 浮选回收黄铁矿和磁性铁的综合闭路试验结果

产品名称	对原矿的产率（%）	品位（%）		回收率（%）		对原矿磁性铁的回收率（%）
		Fe	S	Fe	S	
硫精矿	4.85	44.05	40.80	6.59	35.09	
铁精矿	16.50	63.35	0.52	32.25	1.52	98.98
尾矿	65.435	24.05	1.19	48.56	13.81	
浮锌尾矿	86.785	32.64	3.277	87.40	50.42	
原矿	100.00	32.41	5.64	100.00	100.00	

5.3 原矿性质研究

5.3.1 原矿性质及矿物组成

5.3.1.1 原矿的荧光光谱分析和化学多元素分析

表 5-3 原矿的荧光分析结果

单位：Wt%

元素	O	Mg	Al	Si	P	S	Cl	K	Pb	Ca
含量	33.031	1.413	3.782	11.409	0.031	5.715	0.054	0.704	0.137	2.178
元素	Ti	Mn	Fe	Cu	Zn	As	Ru	Cd	Bi	Sn
含量	0.084	0.737	31.627	0.490	8.423	0.074	0.009	0.052	0.024	0.027

表 5-4 原矿的化学多元素分析结果

元素	Cu	Pb	Zn	Fe	As	S	Al_2O_3	SiO_2	CaO	MgO	Au	Ag
含量	0.44	0.12	6.59	32.41	0.068	5.64	8.44	15.06	5.45	2.23	0.20	6.12

注：表中 Au、Ag 单位为 g/t，其他为 Wt%。

由上述两表的分析结果可知，矿物中的主要有价元素为 Zn、Cu、Pb、Fe、及 S，二者分析数据基本接近。

矿石中的主要造岩元素为 Si、Al、Ca、Mg，它们是构成主要脉石矿物石英、绿泥石、绢云母、白云石、方解石的基础元素。

5.3.1.2 主要矿物组成及相对含量

矿石中金属矿物：矿石中金属矿物主要为铁闪锌矿、磁黄铁矿、黄铁矿、白铁矿、黄铜矿、方黄铜矿、菱铁矿等，其次为少量异极矿、褐铁矿、磁铁矿、方铅矿等。

矿石中非金属矿物：矿石中非金属矿物主要有透辉石、绿帘石、石英、长石、云母类矿物，其次为方解石和粘土矿物等。

矿物含量：矿石中矿物含量的测定以 3~0mm 综合样为准，压制砂光片在显微镜下以压线法逐粒统计，根据岩矿鉴定并结合多元素分析计算，结果见表 5-5。

表 5-5 主要矿物组成及相对含量

单位：（%）

矿物名称	铁闪锌矿	黄铜矿、方黄铜矿	辉铜矿	方铅矿	黄铁矿、白铁矿
含量（%）	14.35	1.4	0.2	0.11	5
矿物名称	异极矿	磁黄铁矿、磁铁矿	菱锌矿	菱铁矿	赤铁矿、褐铁矿
含量（%）	1	8.7	0.8	12.5	<1
矿物名称	石英	硅锌石、锌铁尖晶石	绿泥石、绢云母	粘土矿物	方解石、白云石
含量（%）	20	0.5	28	≈1	5

5.3.2 矿石的结构构造

矿石结构

矿石的结构有半自形粒状结构、自形粒状结构、他形粒状结构、残余结构、反应边结构、固溶体分离结构、放射状结构、内部环带结构。

矿石构造

矿石的构造为块状构造、浸染状构造、脉状构造、网脉状构造等。

5.3.3 铜、铅、锌、铁的主要赋存状态

5.3.3.1 Cu 的主要赋存状态

铜的化学物相分析结果见表 5-6。

铜主要赋存在从高温到低温的黄铜矿-方黄铜矿及中温阶段的黄铜矿-次生辉铜矿组合矿石中，二者达铜矿物总量的 87%以上。孔雀石、兰铜矿在黄铜矿、黄铁矿标本裂隙界面上可见。

5.3.3.2 锌的赋存状态

Zn 的物相分析结果见表 5-7。

锌主要赋存在铁闪锌矿和浅色低铁闪锌矿中，达含锌矿物的 90%以上，因为从高温到中-低温热液成矿期间，锌、铜矿物在各个阶段都有产出，锌的氧化次生矿物主要呈异极矿嵌布在原生闪锌矿周沿及其孔隙中，菱锌矿在风化过程中根据 Zn 在地表循环中的地球化学特性：$ZnS + 2O_2 \rightarrow ZnSO_4$，氧化第一步生成的 $ZnSO_4$ 它具有很大的溶解度，极易被水带走流失。$ZnSO_4$ 无论在中性、酸性及弱碱性溶液中都能迁移很远。只有在强碱性条件下及碳酸盐很发育的地区锌才能尽快的以 ZnCO3 菱锌矿的形式被固定下来，因此在矿石中随着铁闪锌矿和黄铁矿、磁黄铁矿矿石组合中的 Zn 被迁移流失，在石英的疏松孔隙中余留下的是细小针状、毛发状、土状、皮壳状的菱铁矿而不是菱锌矿。所以锌的次生氧化矿物主要为锌的硅酸盐矿物异极矿 $Zn_2SiO_4.H_2O$ 及与之共生的少量菱锌矿 $ZnCO_3$。

表 5-6 铜的物相分析结果

铜物相	含量（%）	分布率（%）	备注
原生硫化铜	0.23	52.78	黄铜矿、方黄铜矿
次生硫化铜	0.15	34.44	辉铜矿
自由氧化铜	0.0049	1.11	赤铜矿
结合氧化铜	0.051	11.67	孔雀石、兰铜矿等
总铜	0.4359	100.00	

表 5-7 锌的物相分析结果

锌物相	含量（%）	分布率（%）	备注
硫化锌	4.95	90.15	闪锌矿、铁闪锌矿、纤闪矿
氧化锌	0.31	5.57	异极矿、菱锌矿
其他锌	0.23	4.28	锌铁光晶石等硅酸盐
总锌	5.49	100.00	

5.3.3.3 铅的赋存状态

铅的物相分析结果见表 5-8。

铅主要赋存在方铅矿中，部分呈白铅矿、铅矾、铅铁矾的形态，随锌、铜、铁的次生氧化矿物一道混入菱铁矿等氧化带矿物群中。

5.3.3.4 铁的赋存状态

铁的物相分析结果见表 5-9。

表 5-8 铅的物相分析结果

铅物相	含量（%）	分布率（%）	备注
硫化铅	0.090	75	方铅矿
氧化铅	0.012	10	白铅矿
其他铅	0.018	15	铅矾、铅铁矾
总铅	0.12	100	

表 5-9 铁的物相分析结果

铁物相	含量（%）	分布率（%）	备注
碳酸铁	11.76	36.95	菱铁矿
硫化铁	5.30	16.65	黄铁矿、磁黄铁矿、闪锌矿、黄铜矿等
磁铁矿	11.20	35.19	磁铁矿 假相赤铁矿
赤褐铁矿	0.35	1.10	赤铁矿、褐铁矿
硅酸铁	3.22	10.11	绿泥石等
总铁	31.83	100	

5.3.4 原矿性质研究小结

（1）××铜锌硫化矿矿石类型多，为富铁富锌含铜、铅等多种有价金属的高-中温热液硫化矿石，铜锌硫化矿从高温到中-低温各阶段多期成矿，铅的硫化矿物方铅矿主要在中-低温热液阶段与黄铜矿成固溶体共结产出，之后从固溶体离溶呈斑杂、团粒（块）状嵌布在黄铜矿内或与黄铜矿紧密连生嵌布在黄铜矿周沿。早期形成的铁矿物无论是铁

的氧化物磁铁矿和铁的硫化物黄铁矿都普遍挤压破碎和溶蚀交代，产生较多的多孔蜂窝状菱铁矿。

由于成矿热液中富铁，高温热液阶段形成的深色铁闪锌矿往往与富铁的磁黄铁矿呈固溶体共结产出，其后磁黄铁矿从铁闪锌矿中出溶沿铁闪锌矿解理裂隙呈细脉网格状晶出嵌布，较晚中-低温热液阶段形成的淡棕浅黄色闪锌矿含铁较低，其中普遍包含固溶体离熔产出的乳浊（滴）状或斑杂状黄铜矿。

Zn、Cu、Pb 硫化矿从高温到中-低温热液成矿前后各阶段普遍存在固溶体混熔共结晶现象，尤其是其中的深色铁闪锌矿和浅色闪锌矿都含有很多各种不同形状、不同大小的各元素矿物的显微包体及各类隐性的机械混入，结晶化学中的类质同象替代，前已查明。

（2）矿物结构构造非常复杂，主要有乳浊（滴）状结构、网脉状与格状结构、交代残余结构、叶片（板）状结构等，主要构造有浸染状构造、斑杂状构造、交代残留构造、块状构造、多孔蜂窝状构造等；

（3）锌以闪锌矿和铁闪锌矿为主，兼有部分难选的菱锌矿物、异极矿；闪锌矿是很多稀有元素的携带矿物，其价值常常高于闪锌矿本身，根据对锌精矿（ZnK）进行 In、Cd 个别元素分析得知，锌精矿中含 Cd 为 0.273%，比 Cd 的克拉克值（1.3×10^{-5}% 维诺格拉多夫）富集了 20000 倍；In 为 0.073%，比 In 的克拉克值（1.1×10^{-5}%）富集了近 7000 倍，况且 In 在锌的冶炼时主要集在烟筒灰中，综合回收很方便。同样，应对其中的稀有分散元素 Ga、Ge、Se、Te 等进行进一步查定，以充分扩展该矿产资源的真实价值。

（4）铜主要是以黄铜矿和方黄铜矿以及辉铜矿形式存在。黄铜矿为矿石中最主要含铜矿物，方黄铜矿主要呈乳滴斑杂状和乳浊状黄铜矿嵌布在闪锌矿中，少数方黄铜矿与黄铜矿紧密相连共同产出。它们的产出和嵌布状态主要呈两种形式，一种是呈不规则状独立矿物嵌布在石英、破碎黄铁矿、方解石等粒状矿物的晶间和破碎裂缝中；第二种呈细小乳浊状或大小不等的不规则斑杂状分散嵌布在闪锌矿中。

（5）铜锌铁硫化矿物共生关系密切，嵌镶关系复杂。黄铜矿一种是呈不规则状独立矿物嵌布在石英、破碎黄铁矿、方解石等粒状矿物的晶间和破碎裂缝中；第二种呈细小乳浊状或大小不等的不规则斑杂状分散嵌布在闪锌矿中。高-中温热液形成的黑色高铁闪锌矿常与黄铁矿、石英连生，部分与细粒不规则状黄铜矿连生；较晚期中温热液形成的低铁闪锌矿中普遍含有磨矿很难解离的低温离熔析出的乳滴状或斑杂状黄铜矿细粒。

（6）铜锌矿物嵌布粒度非常不均匀。呈乳浊状和斑杂状嵌布闪锌矿中的黄铜矿和方铜矿粒径普遍细小，多在 2-5 微米之间，少数小者可在 1 微米以下，个别较大的斑块也只有 20-30 微米。黑色铁闪锌矿常呈致密块状产出，晶粒粗大，可达 4-5㎜，多数在 1㎜以上。晶粒中普遍沿解理裂隙嵌布低温离熔析出的细脉状、网格状磁黄铁矿（FeS），脉宽多数在 5-10 微米，铁闪锌矿常与黄铁矿、石英连生，部分与细粒不规则状黄铜矿连生。

（7）铅主要是以方铅矿的形式存在；经常与不规则状的黄铜矿离熔紧密连生在黄铜矿周边，或呈大小不一的斑块、圆珠析出紧密嵌布在黄铜矿中。方铅矿粒径差异甚大，大者可达 0.8 毫米以上，小者在 1 微米以下，细分散在方铅矿周边脉石的方铅矿碎屑粒径一般都在 1-5 微米，在有方铅矿与黄铜矿共生组合的方铅矿周围的方解石等脉石矿物的晶间，普遍密密麻麻地散布着星点般极为细小的方铅矿。所以，在各类选矿产品中，普遍含有较多的方铅矿组分，导致方铅矿的单一精矿回收率降低。

5.4 原矿比重的测定和可磨度试验

原矿真比重测定结果表明，原矿真比重为 3.24t/m^3；原矿堆比重测定结果表明，–2mm 原矿堆比重为 1.95 t/m^3。矿石破碎至-2mm 后其堆积角为 40°，矿石破碎至-2mm 后其摩

擦角为 37.5°。

矿石可磨度试验结果：本矿石可磨度试验采用与黄沙坪铅锌矿标准样进行对比，磨矿细度试验结果见图 5-2。

当新生-0.074mm 粒级含量达到 80%时，相对可磨度：

$$K=T_0/T=18.8/17.12=1.09$$

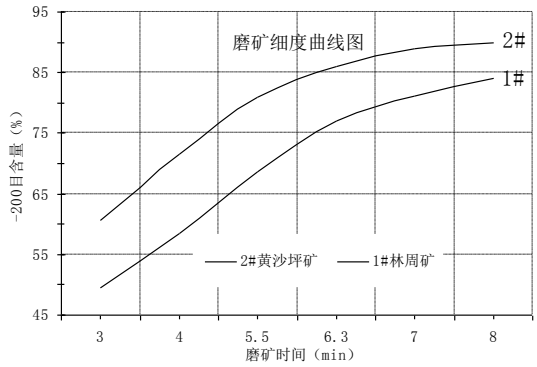


图 5-2 磨矿细度试验结果

5.5 选矿试验

5.5.1 回收铜铅锌的原则流程

复杂铜铅锌多金属硫化矿的选别是选矿界的难题，选矿界对复杂铜铅锌多金属硫化矿选矿十分重视，开展了多年试验研究。目前国内外对铜铅锌多金属硫化矿选矿主要采用两种典型原则工艺流程，分别如下：

1、铜铅混浮再分离工艺流程。其特点是采用黑药或黄药类捕收剂混合浮选铜铅，加组合抑制剂抑制锌和硫，铜铅混合精矿然后再分离。此工艺技术成熟，已有几十年生产实践。

2、优浮工艺流程。随着选矿药剂的发展，出现了选择性好的铜矿物捕收剂如 Z-200#，OSN-43 等，从而实现了优先浮铜的选矿工艺。其特点是为流程比较简单。

依据前述矿石性质的这些特点，再结合以往的经验，在探索性试验中曾重点考虑铜铅混浮再分离工艺流程。由试验结果发现铜铅混合精矿中铅的品位难以提高，而其中锌的品位比较高，原因是该矿石中有部分被次生铜矿物活化的锌的可浮性很好，在铜铅混浮流程试验中很难被抑制，如果进一步加大药剂用量抑制锌、硫矿物时，又对铜铅的回收率产生严重的影响。

在经过大量的试验工作后，仍然难以解决这一问题，而采用优先浮选工艺流程则能很好的解决这一问题。在使用铜矿物的高效捕收剂 BP 和适当的抑制剂用量后，可获得了较好的铜浮选试验指标；铅矿物在原矿中含量很低，基本不具备回收价值。我们在回收铅矿物的时候进一步添加抑制剂抑制锌和硫，并且采取减少扫选次数的措施，来尽量降低锌硫矿物的上浮；在优先浮选铜铅矿物后再使用活化剂进行浮选锌矿物。

因而在本次流程试验中对铜铅锌选矿采用优先浮选工艺流程，浮锌后的尾矿进行先浮硫再采用磁选回收磁性铁。以下就铜、铅、锌、硫、铁各矿物选别的具体试验流程和药剂使用量等条件分别进行叙述，试验采用传统的析因法，得出最佳的试验指标后再进行闭路试验，最后取得了良好的试验结果。

5.5.2 铜铅锌优先浮选全流程闭路试验

在以上各项试验基础上，进行铜铅锌浮选全流程闭路试验。试验流程如图 5-1 所示，试验结果见表 5-10。铜精矿、铅精矿、锌精矿各项指标均较优，都达到或超过合同要求。

表 5-10 铜铅锌浮选全流程闭路试验结果

产品名称	产率（%）	品位（%）			回收率（%）		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
铜精矿	0.83	26.35	1.93	8.32	63.34	16.67	1.01
铅精矿	0.05	3.8	53.25	16.41	0.55	27.71	0.12
锌精矿	12.34	0.75	0.18	47.52	26.81	23.11	86.01
尾矿	86.78	0.037	0.036	1.01	9.30	32.51	12.86
原矿	100.00	0.345	0.096	6.818	100.00	100.00	100.00

由上述铜铅锌全流程闭路试验的结果可以看出，铜矿物回收率不高，虽说已经达到合同要求指标，但尾矿还是损失一部分，据岩矿鉴定结果得知，该损失部分的铜主要是一些极细粒级的铜矿物被大颗粒的闪锌矿和脉石矿物包裹着，即使采取铜中矿再磨的措施也是收效不大，可见其嵌布粒度之细；铅矿物原矿品位过低，产率很低，回收率不高，但由岩矿鉴定的分析得知，铅是以比较易浮的方铅矿为主，品位还是容易提高的；锌矿物在铜精矿、铅精矿中的含量也比较高，这是由于部分锌矿物被次生铜矿物活化的结果，难以抑制，进入到铜和铅的产品中。浮锌尾矿中含锌还存在品位在 1%左右的锌矿物，根据对尾矿进行的镜下检测发现，尾矿中含有的大多是以菱锌矿、异极矿为主的采用硫化矿浮选极难选的氧化锌矿物，锌的物相分析结果也说明，原矿中含有品位高达 0.5%左右的难选氧化锌矿物和硅酸盐锌矿物，这充分说明了尾矿中锌的品位在 1%左右的原因。

5.5.3 硫浮选闭路试验

在开路试验和各种条件试验的基础上，进行硫浮选闭路试验，试验流程为一粗二扫二精，试验流程如图 5-3 所示，试验结果见表 5-11。

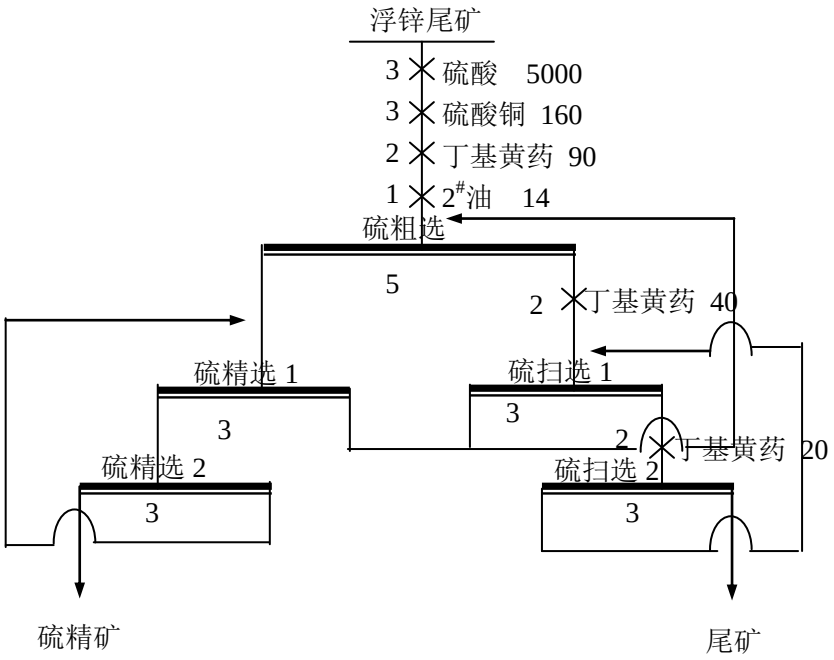


图 5-3 硫浮闭路试验流程

硫浮选作业是在浮选锌矿物的尾矿后进行的，由于浮选锌矿物的过程添加了大量的石灰来抑制硫矿物而使矿浆呈碱性，因此在浮选硫矿物的时候需要添加大用量的硫酸来调整溶液的 PH 值。

表 5-11 硫浮选闭路试验结果

产品名称	产率（%）	品位（%）	回收率（%）	对原矿的产率（%）	对原矿硫的回收率（%）
		S	S		
硫矿物	5.59	40.80	66.60	4.85	35.09
尾矿	94.41	1.21	33.40		
浮锌尾矿	100.00	3.424	100.00	86.78	

5.5.4 回收磁性铁的综合闭路试验

在以上回收磁性铁的各个条件试验的基础上，进行了回收磁性铁的综合闭路试验。具体的试验流程如图 5-4 所示，试验结果见表 5-12 和表 5-13。由试验结果可以看出，硫矿物含铁比较高，建议硫矿物返回到回收硫流程的粗选作业。

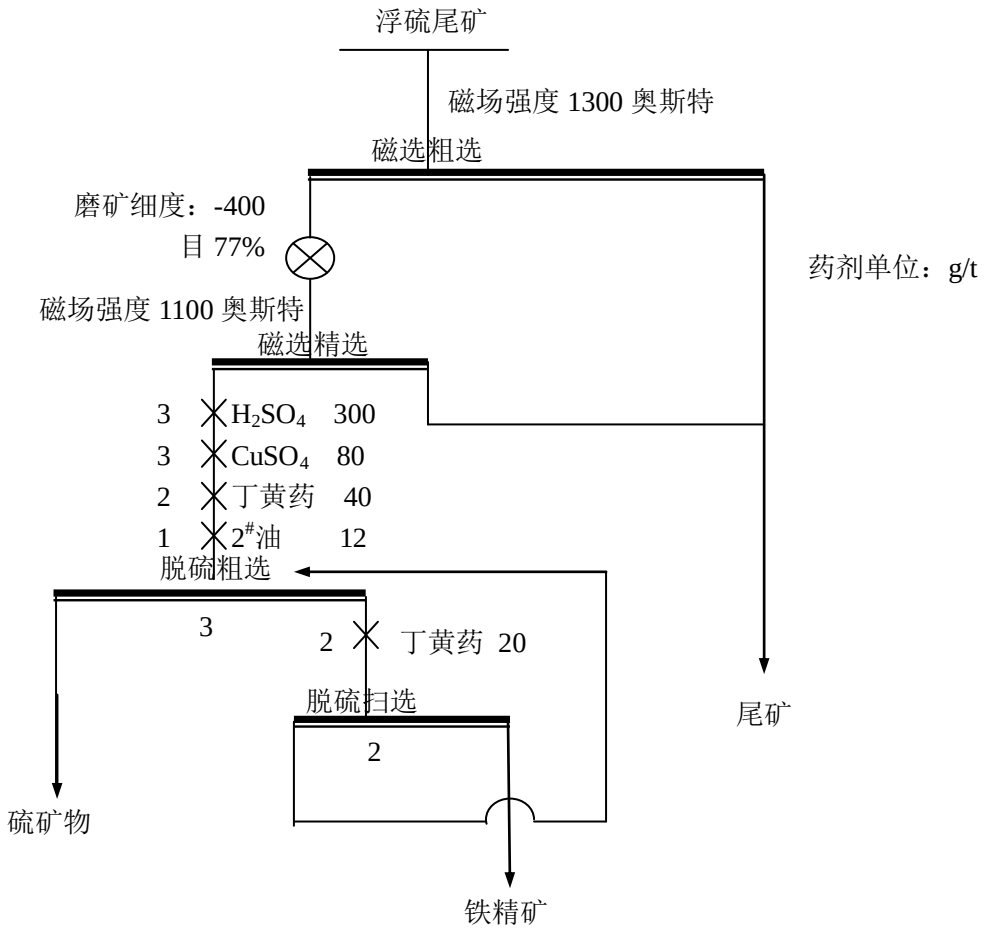


图 5-4 回收磁性铁的综合闭路试验流程

表 5-12 回收磁性铁的综合闭路试验结果

产品名称	产率（%）	品位（%）		回收率（%）		对原矿的产率（%）	对原矿磁性铁的回收率（%）
		Fe	S	Fe	S		
硫矿物	0.55	51.85	18.67	0.89	8.94		
铁精矿	20.12	63.35	0.52	39.76	9.11	17.50	98.98
尾矿	79.11	24.05	1.19	59.35	81.95		
浮硫尾矿	100.00	32.06	1.149	100.00	100.00	82.02	

5.5.5 回收铜铅锌硫铁推荐工艺流程

在铜、铅、锌、硫和铁各个条件试验和闭路试验的基础上，最后还进行了回收铜铅锌硫铁的全流程闭路试验。试验采用优先浮选依次浮选铜、铅、锌，其中锌中矿进行再磨，锌尾矿进行浮硫后再用磁选回收其中的磁性铁，并对铁精矿进行脱硫处理，其硫矿物返回到浮硫试验的粗选进行充分回收利用的工艺流程，具体的试验流程如图 5-5 所示，按照该工艺流程我们进行全流程闭路试验。试验的结果见表 5-13。

表 5-13 回收黄铁矿和磁性铁的综合闭路试验结果

产品名称	对原矿的产率（%）	品位（%）		回收率（%）		对原矿磁性铁的回收率（%）
		Fe	S	Fe	S	
硫精矿	4.85	44.05	40.80	6.59	35.09	
铁精矿	16.50	63.35	0.52	32.25	1.52	98.98
尾矿	65.435	24.05	1.19	48.56	13.81	
浮锌尾矿	86.785	32.64	3.277	87.40	50.42	
原矿	100.00	32.41	5.64	100.00	100.00	

根据原矿铁的物相分析结果得知，磁铁矿的含量为 11.2%，再由闭路试验的结果可以算出，磁性铁对原矿的回收率达 98.98%，对铁精矿进行镜下检测发现有部分磁黄铁矿和假象磁铁矿，因此得出磁性铁对原矿的回收率高的结果。

5.6 产品检测

5.6.1 产品荧光光谱分析

对闭路试验所得的铜精矿、铅精矿、锌精矿、硫精矿和铁精矿产品分别进行荧光光谱分析，分析结果见表 5-14、15、16。

表 5-14 铜精矿荧光光谱分析结果

元素	O	Mg	Al	Si	S	K	Ca
含量（%）	10.023	0.158	0.236	0.852	32.512	0.039	0.353
元素	Mn	Fe	Cu	Zn	Cd	Pb	
含量（%）	0.189	23.866	26.072	8.011	0.015	0.322	

表 5-15 铅精矿荧光光谱分析结果

元素	O	Mg	Al	Si	S	K
含量（%）	6.236	0.183	0.035	0.761	13.015	0.036
元素	Ca	Mn	Fe	Cu	Zn	Pb
含量（%）	0.336	0.285	10.157	3.572	15.367	50.886

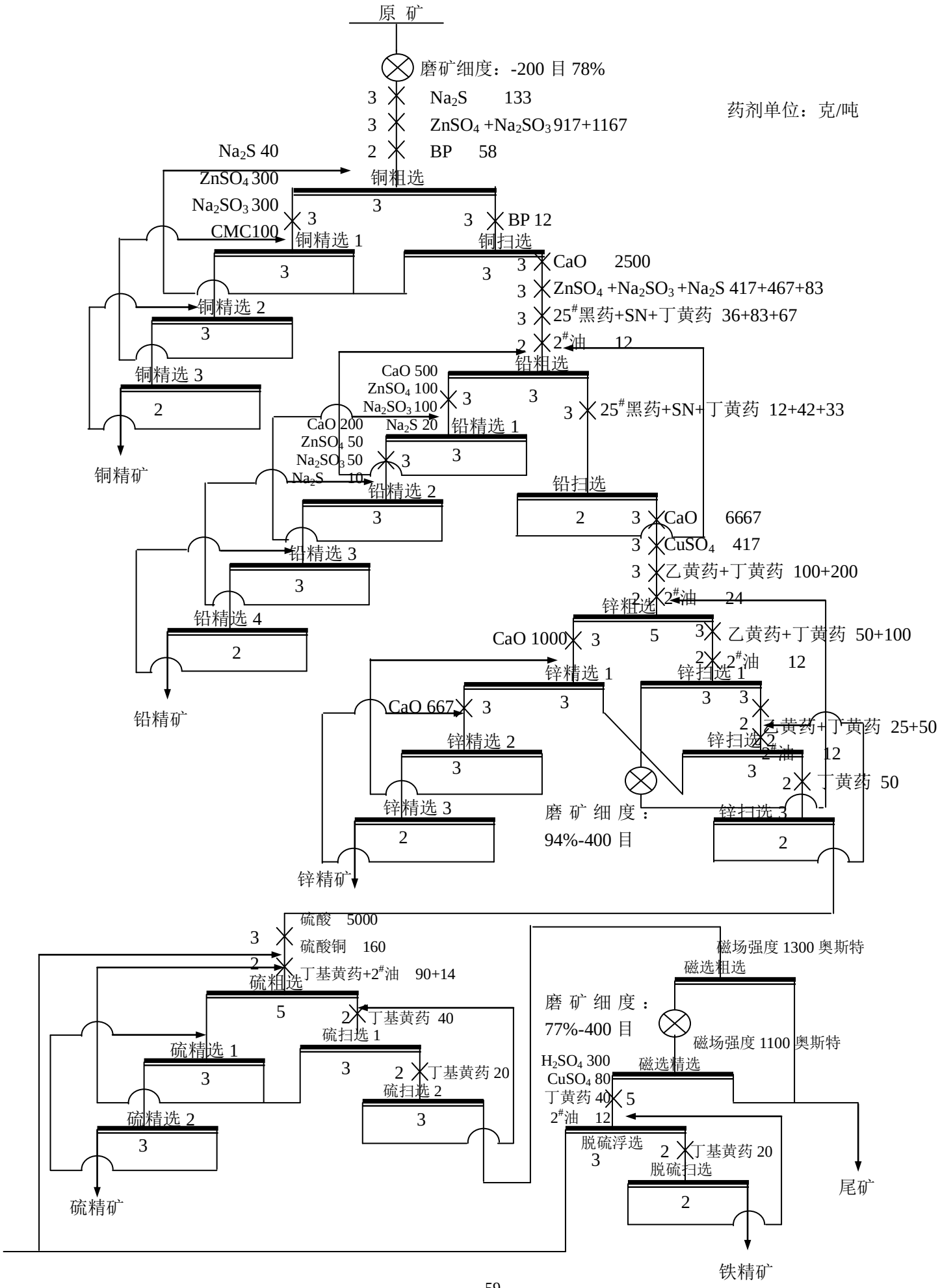


图 5-5 铜铅锌硫铁全流程闭路试验流程

表 5-16 锌精矿荧光光谱分析结果

元素	O	Mg	Al	Si	S	K	Ca
含量（%）	6.743	0.127	0.355	0.742	27.118	0.042	0.264
元素	Mn	Fe	Cu	Zn	Cd	In	Pb
含量（%）	0.101	12.61	0.735	50.706	0.273	0.037	0.148

锌精矿产品检测发现，其中含有一定量的具有很高价值的铟、镉等稀有元素，建议今后生产时进行跟踪检测。

5.6.2 产品多元素分析

闭路试验的铜铅锌精矿产品多元素分析结果分别见表 5-17、18、19、20。

表 5-17 铜精矿化学多元素分析结果

元素	Cu	Pb	Zn	Fe	S	Al_2O_3
含量（%）	25.52	1.93	8.32	24.50	32.84	0.52
元素	SiO_2	CaO	MgO	Au	Ag	
含量（%）	0.76	0.84	0.36	1.60	83.56	

注：Au、Ag 单位为 g/t

表 5-18 铅精矿化学多元素分析结果

元素	Cu	Pb	Zn	Fe	S	Al_2O_3
含量（%）	3.25	52.55	15.88	12.18	22.35	0.047
元素	SiO_2	As	MgO	Au	Ag	
含量（%）	1.02	0.032	0.21	0.56	1876.5	

注：Au、Ag 单位为 g/t

表 5-19 锌精矿化学多元素分析结果

元素	Cu	Pb	Zn	Fe	S	Al_2O_3
含量（%）	0.70	0.14	49.58	12.18	33.15	0.72
元素	SiO_2	CaO	MgO	Au	Ag	
含量（%）	0.88	0.325	0.21	/	22.4	

注：Au、Ag 单位为 g/t

表 5-20 铁精矿化学多元素分析结果

元素	Fe	Cu	Pb	Zn	S	Al_2O_3
含量（%）	63.34	0.090	0.10	0.34	0.56	0.87
元素	SiO_2	CaO	MgO	P	As	
含量（%）	2.98	1.08	0.44	0.072	0.088	

5.6.3 产品品级

根据以上分析结果，按国家和有色金属行业标准对锌精矿、铜精矿的品级划分标准，本矿区矿石经选矿加工后获得的精矿产品品级如下。

铜精矿品级达四品级（按铅、铜精矿混合后的指标，Cu 大于 25%，Pb+Zn11.63%，

MgO 小于 5%，As 痕量，Bi 痕量）

锌精矿品级达三品级（Zn 不小于 45%，Cu 小于 1.0%，Pb 小于 0.5%，As 痕量）

硫精矿品级达到一级品（S 大于 35%）

5.7 矿石加工技术性能试验结论

××铜锌多金属硫化矿为复杂难选铜铅锌多金属矿床。矿物结构构造非常复杂，矿石类型多，有高温、中温和低温形成的矿石；铜铅锌铁硫化矿物共生关系密切，嵌镶关系复杂，铜铅锌矿物嵌布粒度非常不均匀。

试验在依据矿石性质研究特点，以及大量的探索性试验，铜铅矿物的浮选进行了混合浮选和优先浮选试验方案的比较试验。本矿石由于部分锌矿物受到次生铜矿的活化可浮性非常好，上浮的锌很难抑制，混合浮选工艺流程选矿指标较差。优先浮选工艺流程，采用高效捕收剂 BP 和抑制剂硫酸锌、亚硫酸钠和硫化钠的组合强化对锌矿物的抑制，解决了铜铅产品中含锌量大的难题。因此西藏××××铜铅锌多金属硫化矿选矿采用优先浮选工艺流程回收铜铅锌。

××铜锌多金属硫化矿优先浮选工艺流程是在磨矿细度 78%-200 目的条件下，采用 BP 作为铜矿物捕收剂，硫化钠、硫酸锌和亚硫酸钠作为锌矿物的抑制剂，铜浮选流程为一粗一扫三精；铅浮选使用石灰、硫化钠、硫酸锌和亚硫酸钠作为抑制剂，25#黑药、SN 和丁黄药作捕收剂，2#油为起泡剂，采用一粗一扫四精；锌浮选采用硫酸铜作为活化剂，石灰作为黄铁矿的抑制剂，乙丁黄药（1：2）混合用药作为捕收剂，2#油作为起泡剂，锌浮选流程为一粗三扫三精。由于锌矿物嵌布粒度不均匀，部分锌粒度细小，为了提高锌的品位和回收率，采用了锌中矿再磨措施，试验表明中矿再磨可以提高锌的回收率和品位，锌回收率提高 4.78%、品位提高 2.33%，银在铜精矿，铅精矿，锌精矿中综合回收率为 71.83%。

最终全流程锌中矿再磨闭路试验获得的选矿指标为：

①铜精矿：产率为 0.83%，含铜品位为 26.35%、铅 1.93%、锌 8.32%，铜精矿的回收率为 63.34%。

考虑到铜铅不分离，则获得的铜精矿为：产率为 0.88%，含铜品位为 25.07%、铅 2.85%、锌 8.78%、银 185.43g/t，铜精矿的回收率为 63.95%；

②铅精矿：产率为 0.05%，含铜品位为 3.8%、铅 53.25%、锌 16.41%，铅精矿的回收率为 27.71%；

③锌精矿：产率为 12.34%，含铜品位为 0.75%、铅 0.18%、锌 47.52%，锌精矿的回收率为 86.01%；

④硫精矿：对原矿的产率为 4.85%，含硫品位为 40.80%，对原矿总硫矿物的回收率为 35.09%；

⑤铁精矿：对原矿的产率为 16.50%，含铁品位为 63.35%，对原矿磁性铁的回收率 98.98%；

岩矿分析得知该矿石中的次生铜矿物含量比较高，浮选过程中比较容易活化后续的锌硫矿物，也造成铜精矿产品中含其他矿物过高，因而在铜浮选作业只采用一次扫选；还有铜矿物的嵌布粒度很细，有的粒度在 1 至 2 微米，被嵌布在脉石矿物和闪锌矿中，有的甚至是被完全包裹着，采取铜中矿再磨很难使其充分解离，收效不大。

锌精矿产品含锌 47.52%，回收率为 86.01%。在试验流程采用的锌中矿再磨工艺能一定程度的提高锌矿物回收率，再进一步提高锌矿物的品位难度很大，原因是锌矿物中含有大量的高铁闪锌矿，更有部分闪锌矿与黄铁矿结合紧密，嵌布的粒度很细，很难进一步解离；而由于在浮选锌后的尾矿中含有一定量的难以浮选的菱锌矿、异极矿、硅酸盐

锌矿物等，从而影响锌矿物的回收率。

使用弱磁来回收矿物中的磁性铁，铁粗精矿再磨再脱硫的流程，试验指标比较好，对原矿的磁性铁的回收率达到 98.98%。

试验研究从探索性试验，试验方案比较到大量的条件试验，全流程开路试验，全流程综闭路试验。试验研究系统，选矿指标稳定，具有良好的重现性和完整性，能最大程度的利用矿产资源。针对该铜锌多金属硫化矿的矿石性质特点，铜铅锌采用优先浮选工艺流程，再综合回收铁和黄铁矿，具有流程结构合理，对资源的综合利用最优化，选矿指标优良，易于工业实施，因此建议将此工艺流程作为工业试验和建厂的设计依据。

5.8 矿石加工技术性能试验特别情况说明

选矿试验中，开展了磁性铁的回收试验。但矿床磁性铁的矿化仅局限于坑道内铜锌矿层中的局部地段，极不稳定，而且还含有不稳定的磁黄铁矿因素，使今后生产中可能生产的铁精矿中硫的含量不可控制，其他工程并未见其矿化线索。因此，本次矿床评价及相应的经济评价中不对铁进行评价。

选矿试验中，还开展了铅的回收试验。但矿床铅的矿化仅局限于部分工程铜锌矿层中，也不稳定，而且含量低，平均含量达不到综合利用标准。同时实验中证实回收成本高，仅具技术意义，没有经济意义。因此，本次矿床评价及相应的经济评价中也不对铅进行评价。

由于本实验结果是铜铅分离，但因为铅含量低，而且银在铅精矿中含量很高，铅精矿中还含铜，因此，为了降低成本，并回收银，同时提高铜的回收率，决定获得含铅的铜精矿后，不再分离。前述成果中，铜精矿的数据应改为：铜精矿产率为 0.88%，含铜品位为 25.07%、铅 2.85%、锌 8.78%、银 185.43g/t，铜精矿的铜回收率为 63.95%，银相对原矿回收率为 26.66%，此部分银在选矿厂精矿销售中参与计价。银在锌精矿中的回收率为 45.17%，但因其含量低，不参与计价，只能在冶炼中回收。选矿过程实际银总回收率为 71.83%，另有 28.17%在尾矿中。

第 6 章 矿床开采技术条件

6.1 水文地质

6.1.1 区域水文地质

6.1.1.1 区域地形、地貌

地形：总体地形表现为中部高南北低（附图 6、7、8、9），重点探矿施工区即已知矿体分布区表现为东西高中部低的小流域（插图 2）。以 4993 山顶为最高峰，夹在东西两条近南北向小溪中的斜坡上。向南急降到乌鲁龙曲，北部陡而南部相对平缓。

构造、剥蚀地貌：分布于已知矿体分布区北部和东西两侧，尤其是矿区东部的灰岩分布区形成陡峭的石壁，岩石裂隙发育，坡度较大，其上残坡积较少，大部分基岩裸露。斜坡上由于构造破碎及岩性差异，发育有较多小冲沟，走向视所在坡面而定，冲沟多较直，个别随基岩差异有拐折，分叉少。

河流堆积地貌：分布于已知矿体分布区中部和南部，堆积物以棱角状砾石为主，磨圆卵石次之，砾径变化极大，分选、磨圆差，地形比较平坦的主河谷内见较薄的细砂土层。

其余见第四系坡积层，主要沿斜坡及山顶平坦地段分布。矿区发育低矮灌木为主的稀疏植被。

6.1.1.2 区域水文特征

矿区位于拉萨河流域乌鲁龙曲支流下游北岸。矿区最高海拔 5543.7m，最低 4100m，相对高差 1443.7m，属深切割高山区。水系欠发育，拉萨河从矿区西侧流经拉萨市汇入雅鲁藏布江，矿区溪流短而小，只有雨季有很少水流。最低侵蚀基准面标高为 4090m（乌鲁龙曲），属水文地质条件简单地区。

区域地表（地下）水的补给主要来源于大气降水。

6.1.1.3 气象特征

本区为典型的高原气候，年温差小，日温差大，紫外线辐射强烈，气候恶劣，空气稀薄。年降雨量 485mm，雨季集中在 6～9 月。12 月至次季 3 月为冰冻期，年平均气温 5℃左右，最高气温 25℃，最低气温可达-20℃。区域内自然灾害主要有泥石流、山体滑坡、岩体崩塌、雪灾、冰雹、雷击等。

6.1.1.4 含水岩组

区域水文地质单元属于雅鲁藏布江谷地水文地质区宽谷亚区，主要含水岩组有：松散岩类孔隙含水岩组、碎屑岩类孔隙裂隙含水岩组、碳酸盐岩类岩溶裂隙含水岩组、变质岩类裂隙含水岩组、岩浆岩类裂隙含水岩组。

6.1.2 矿区水文地质

矿区水文地质单元属于拉萨河流域上游水文地质单元。相对侵蚀基准面标高 4090m。地形坡度较大，地下与地表分水岭基本一致，水文地质边界条件较清楚。

6.1.2.1 地表水

区内树枝状地表水系较发育，均呈近北东－南西向，汇入乌鲁龙曲，乌鲁龙曲与热振藏布在旁多乡汇合后称拉萨河。区内主要有千麦、日布、麦郎、嘎达巴四条水系，均为常年性流水。流量经调查为千麦丰水期为 1678.96 *l*/s，枯水期为 98.23 *l*/s。日布丰水期

为 70.5 *l*/s，枯水期为 1.83 *l*/s。麦郎丰水期为 2091.0 *l*/s，枯水期为 323.51L/S。嘎达巴丰水期为 5627.17 *l*/s，枯水期为 77.01 *l*/s（表 6-1）。水质经检验 PH 值为 7.23～7.84，总硬度为 77.12～94.88mg/l（以 $CaCO_3$ 计），矿化度为 0.105～0.136g/L，水化学类型为 HCO_3—Ca·Mg（表 6-2）。

表 6-1　地表水流量调查表

地 点		垫江木	布墨穷	千麦	日布村	日布村东沟	乌洛	麦郎西	麦郎	嘎达巴
水量（l/s）	丰水期	62.63	809.36	1678.96	70.5	159.76	256.78	93.59	2091.0	5627.17
	枯水期	31.96	干枯	98.23	1.83	44.68	7.046	干枯	323.51	77.01

6.1.2.2 地下水

根据水力性质及含水特性的不同，区内含水层可分为四类：第四系松散岩类孔隙潜水含水层、碳酸岩类岩溶裂隙含水层、碎屑岩类裂隙含水层、岩浆岩裂隙含水层。

第四纪松散岩类孔隙潜水含水层：可分为河谷和坡地潜水含水层。前者岩性为砂砾卵石层，分布于布墨穷、日布、麦郎及嘎达巴沟两侧，结构松散，砾石呈次圆状和扁平状，砾径 0.2～20cm，泥质含量少，一般近河段富水性强，远离河段富水性弱，冲沟中含水层为砂碎石，分选性及磨圆度差，泥质含量大，属弱富水性含水层。坡地潜水含水层岩性为泥砂质、碎石、砾石等残坡积物，分布于山谷两侧及山坡山梁地带，多呈次棱角状，分选性及磨圆度差，一般坡底厚度大，坡顶较薄。水质经取样检验矿化度为 0.10g/ *l*，PH 值为 7.76，总硬度为 77.07 mg/l（以 $CaCO_3$ 计），水化学类型为 HCO_3—Ca·Mg。

碳酸岩类岩溶裂隙含水层：主要分布于矿区东部，出露厚度约 200m，浅部风化强烈，岩溶裂隙发育不均，故富水性不均，属强富水性含水层。根据调查，唯矿区东沟出露于一大泉，泉水流量丰水期为 28.18 *l*/s，枯水期为 21.43 *l*/s，水质经检验矿化度为 0.133g/l，PH 值为 7.76，总硬度为 104.99 mg/l（以 $CaCO_3$ 计），水化学类型为 HCO_3—Ca。

碎屑岩类（砂岩、砂板岩）裂隙含水层：分布于矿区的大部地区，出露厚度约 1000m，贮水空间主要为构造风化裂隙，多闭合，风化带薄，属弱富水性含水层。。根据平峒中砂岩、砂板岩裂隙出水点调查，水量为 0.1～1.0 *l*/s，水质经检验矿化度为 0.242g/ *l*，PH 值为 7.18～8.08，总硬度为 184.82～190.12 mg/l（以 $CaCO_3$ 计），水化学类型为 HCO_3·SO_4—Ca。

岩浆岩裂隙含水层：赋存于石英钠长斑岩岩中，浅部受物理风化作用赋存风化裂隙潜水，富水性弱；风化层下部受岩相影响，冷凝收缩强烈及在后期构造的影响下，砂板岩与岩体接触部位产生张裂隙，赋存脉状裂隙水。据调查，裂隙一般宽度为 0.05～0.1cm，最宽 2cm，呈充填、半充填状态，裂隙出水点最大出水量为 1.06*l*/s，属弱富水性含水层。

区内岩石以砂板岩及石英斑岩为主，上部岩石在构造及风化作用下产生的构造裂隙和风化裂隙含裂隙潜水。在风化层以下，岩层完整性好，节理裂隙不发育，岩层富水性弱，可视为相对隔水层。

6.1.3 地表水、地下水动态特征及其水力联系

地表水流量变化受降水影响明显，以暴涨暴跌为特征，在 6～9 月份雨季出现几次高峰；地下水的补给径流排泄没有明显的区域之分，均属降水型。冲洪积、残坡积孔隙潜水其动态受大气降水控制。

矿区第四纪孔隙水与基岩裂隙水之间无相对隔水层，二者具有一定的水力联系，由于风化裂隙水渗透性能不一，在不同地段与第四纪孔隙水联系有较大差异。

区内地表水系主要为××沟，出露于矿区边缘或中部，地表水体对矿体充水影响不

表 6-2 水质分析成果表

采样地点	水样类型	阳离子（mg/l）							阴离子（mg/l）							
		K^+	Na^+	Ca^{2+}	Mg^{2+}	NH_4^+	Fe^{2+}	Fe^{3+}	HCO_3^-	CO_3^{2-}	CI^-	SO_4^{2-}	F^-	NO_3^-	NO_2^-	HPO_4^{2-}
乌鲁龙曲	地表水	1.15	3.54	24.49	5.81				88.96	0.00	4.71	15.0		0.80		
PD3	地下水	4.11	5.79	62.82	6.78				149.7	0.00	7.08	55.0		16.0		
PD8	地下水	0.76	2.54	60.16	9.69	0.00	0.00	0.00	156.2	0.00	1.18	75.0	0.00	5.20	0.00	0.01
东沟泉眼	地下水	0.39	0.44	34.07	4.84	0.00	0.00	0.00	108.5	0.00	2.36	1.00	0.00	4.00	0.00	0.01
嘎达巴	地表水	0.66	1.82	26.09	7.26	0.00	0.00	0.00	93.3	0.00	3.54	17.5	0.00	2.0	0.00	0.01
布墨穷	地表水	0.70	2.17	19.7	6.78	0.00	0.00	0.00	82.45	0.00	1.18	7.50	0.00	1.60	0.00	0.01

续表 6-2 水质分析成果表

采样地点	水样类型	其它（mg/l，As、Hg 为 μg / l）													
		可溶性总固体	偏硅酸	二氧化硅	游离 CO_2	锌	铜	镉	六价铬	铅	锰	镍	COD_{Mn}	砷	汞
乌鲁龙曲	地表水	105.5			1.89								1.28		
PD3	地下水	246.75			3.78								0.59		
PD8	地下水	242.0	9.89	7.61	3.78	＜0.05	＜0.02	0.007	＜0.004	＜0.01	＜0.01	＜0.03	0.40	2.72	＜0.05
东沟泉眼	地下水	133.5	8.20	6.31	3.78	＜0.05	＜0.02	0.005	＜0.004	＜0.01	＜0.01	＜0.03	0.34	＜0.50	＜0.05
嘎达巴	地表水	137.5	7.40	5.72	3.78	＜0.05	＜0.02	0.004	＜0.004	＜0.01	＜0.01	＜0.03	1.42	＜0.50	＜0.05
布墨穷	地表水	118.0	7.71	5.93	3.78	＜0.05	＜0.02	0.006	＜0.004	＜0.01	＜0.01	＜0.03	1.42	＜0.50	＜0.05

续表 6-2 水质分析成果表

采样地点	水样类型	物理性质（°）			PH 值	硬度（mg/l，以 $CaCO_3$ 计）			水化学类型
		色度	浑浊度	臭和味		总硬度	永久硬度	暂时硬度	
乌鲁龙曲	地表水				7.23	85.18	11.21	72.96	HCO_3－Ca·Mg
PD3	地下水				7.18	184.82	62.06	122.76	HCO_3·SO_4－Ca
PD8	地下水	＜5.0	＜2.0	无	8.08	190.12	62.00	128.12	HCO_3·SO_4－Ca
东沟泉眼	地下水	＜5.0	＜2.0	无	7.76	104.99	6.00	98.99	HCO_3－Ca
嘎达巴	地表水	＜5.0	＜2.0	无	7.70	94.88	18.37	76.52	HCO_3·－Ca·Mg
布墨穷	地表水	＜5.0	＜2.0	无	7.84	77.12	9.51	67.61	HCO_3－Ca·Mg

大；矿区含水层富水性能弱，地形坡度利于降水的迅速汇集与排泄，降水对矿体充水影响不大；矿体顶板虽发育裂隙，但在天然状态下补给条件差，富水性弱，以存储为主。因此，该矿床属水文地质条件简单的矿床。

6.1.4 地下水补给、径流、排泄

区内地下水(潜水)的补给、径流、排泄主要受地形地貌、地层岩性、地质构造及气象、水文等诸因素综合控制。区内地下水起源于大气降水。其补、径、排过程为：基岩区直接接受大气降水补给，并向第四纪河谷区径流、排泄；第四系孔隙水除接受汇水范围内的基岩地下水补给外，还有地表水和大气降水补给，并由河谷的上游向下游径流。地下水补给量主要受降水多少、地貌、高程等多种因素影响。雨季（5～9 月）为地下水主要补给季节，其补给强度因地势、坡变、表层岩性及地下水埋深不同，差异较大。

区内山地以中高山为主，相对高差大于 1000m。大气降水随着海拔的增高而增大，山顶地带，为主要补给区，山坡地带为补给径流区，山麓地带为地下水排泄区，排泄方式一般以泉和片状溢出为主。

支谷洪积、冲洪积、坡洪积扇，虽接受基岩地区地下水补给，但由于地形较陡，地层泥质含量高，渗透性很弱，多为相对隔水层。

6.1.5 探矿坑道及钻孔水文地质情况

矿区探矿坑道均分布在 4600m 标高以上，长度从 200 多米至 500 多米不等，主要坑道情况如下。

PD1(4654.39m 标高)，揭露了砂板岩、角岩、石英斑岩及构造角砾岩。砂板岩、角岩及石英斑岩裂隙宽度一般为 0.25～2.1mm，最大可达 15mm，但仍干燥无水，说明其含水性差。构造角砾岩（断层破碎带）一经揭露即有地下水产出，产出状态为滴水。

PD3(4598.69m 标高)揭露了矿区砂板岩、角岩、石英斑岩及构造角砾岩。砂板岩、角岩局部地段潮湿微滴水，裂隙不发育，以微细为主，裂隙宽度 0.l～0.95mm。断层破碎带（构造角砾岩）一经揭露即有明流，流出状态呈线流、面渗和滴水。裂隙较发育，裂隙以微细为主，宽度 0.1～8mm 之间，局部可达 10～25mm，局部开口裂隙可达 150mm，其中有水呈股状流出。坑道口总流量经测试丰水期为 3.04L/S，枯水期为 1.955L/S（表 6-3），水质矿化度为 0.247g/l，PH 值为 7.18，总硬度为 184.82 mg/l（以 $CaCO_3$ 计），水化学类型为 HCO_3-SO_4—Ca（表 6-2）。

表 6-3　坑道水流量调查表

地　点		PD2	PD3	PD4	PD5	PD6	PD8
水量（*l*/s）	丰水期	2.142	3.04	3.394	0.619	1.828	2.087
	枯水期	0.454	1.955	0.716	0.445	1.28	1.79

PD8(4630m 标高)揭露砂板岩及破碎带，地下水沿微细裂隙呈浸流、滴水和细股流产出。坑道口总流量为 2.087 *l*/s（表 6-1），水质经检验矿化度为 0.242g/*l*，PH 值为 8.08，总硬度为 190.12 mg/l（以 $CaCO_3$ 计），水化学类型为 HCO_3-SO_4—Ca（表 6-2）。

其它坑道水流量见表 6-3。

以上数据说明，在主矿体分布区各地层富水性均属于弱富水性含水层，当揭穿断层破碎带时，富水性稍强，但其富水性仍属于弱－中等，而且受降水影响大。

矿区自 2006 年勘查以来，至今已 3 年，未发生过坑道突水事故和因工程地质不良而引起的事故。

根据对矿区施工钻孔的简易水文观测，所有钻孔均漏水，漏水量 0.3-3.0*l*/m，据对 5

个钻孔的稳定水位测量，均为无水干孔。

6.1.6 矿床充水因素及水文地质条件

区内含水层主要为二叠系下统的灰岩、矿体底板一带的断层破碎带及第四系地层，主要为裂隙水、岩溶裂隙水和孔隙水，其中又以裂隙水为主。可以确定矿床为裂隙充水矿床。

区内隔水层主要为石炭系诺错组碎屑岩和斑岩，薄层构造或块状构造，岩石完整，结构致密，富水性较弱，是相对的隔水层。

矿床最低侵蚀基准面 4090m，目前控制的矿体最低埋深 4369m，矿床远高于当地侵蚀基准面，附近无大的地表水体，大气降水对地下水的补给不足，含水层与外界水力联系有限，地形非常有利于自然排水，主要充水含水层和构造破碎带富水性弱－中等。矿体在地下水位以上，所处地理位置有利，极易疏干，矿坑（井）自然排水简单。

矿床受地下水入渗补给，水量小，具有一定规模的断层破碎带及张性裂隙是地下水的主要充水通道。矿床开采可能形成的采矿裂隙是潜在充水通道。可以确定矿床属于直接充水的矿床。

大气降水、不均匀裂隙水是矿床充水的主要因素，而大气降水的渗入量是有限的，对矿床充水影响较小。

综上所述，将矿床水文地质类型确定为水文地质条件简单的矿床。

6.1.7 矿坑涌水量预测

正确的预测未来矿坑涌水量，是一项重要而复杂的工作，它对矿床技术经济评价有很大影响，也是开采设计部门制定疏干措施，确定排水设备及生产能力的主要依据。为此进行评价性涌水量计算，本矿区主要预测矿坑第一开拓水平的总涌水量。

××矿区选用水文地质比拟法计算矿坑涌水量。矿坑涌水量预测的影响因素众多，各项参数难以精确测定，预测结果与实际情况有所偏差，为近似的计算结果。

水文地质比拟法是利用详查阶段施工的 PD3 、PD5 坑道作为比拟的基础进行比拟，本次详查施工的 PD3 坑道标高 4598. 69m，为揭穿主矿体的穿脉及沿脉坑道；PD5 坑道标高 4693. 97m，为验证物探异常坑道。PD3 坑道与未来第一开拓水平接近，可用富水系数法进行比拟。富水系数不仅取决于矿区的自然条件，而且与开采条件有关，为排除生产条件的影响，采用采空面积富水系数法（ K_F）计算公式：

$K_F = Q_0 / F_0$

$Q = K_F \cdot F_{设}$

式中： K_F ——采空面积富水系数，无量纲；

Q_0 ——采空坑道涌水量，m^3 / d；

F_0 ——采空坑道面积，m^2；

$F_{设}$——疏干面积，m^2；

Q ——预测涌水量，m^3 / d。

表 6-4 所得面积富水系数（K_F）作为水文地质比拟的依据，再从 4600（PD3）中段平面图上量算疏干面积，进行涌水量的预测。位置：主矿体；高程：4600m；参数值：$K_{F丰}$= 0. 1384，$K_{F枯}$= 0. 0890，$F_{设}$ = 11249；计量涌水量结果：丰水期 1556.86m^3 / d，枯水期 1001.16m^3 / d；为第一开拓水平。

表 6-4 坑道面积富水系数统计表

工程编号	采空面积（m^2）	涌水量（m^3/d）		面积富水系数		备注
		丰水期	枯水期	丰水期	枯水期	
PD3	1897.54	262.66	168.91	0.1384	0.0890	标高 4598. 69m
PD5	402	53.48	38.45	0.1330	0.0956	标高 4693. 97m

矿坑在疏干初期地下水为非稳定流，矿坑疏干排水是以消耗含水层中的静储量为主。根据坑道施工的水文地质观测结果，坑道在开拓期推荐矿坑涌水量 1000～1500m^3 /d。可很快完成自然排水疏干，故对矿床开采影响较小。

由于矿区水文地质条件简单，地下水不发育，导水构造破碎带规模较小，矿坑的涌水量不大。根据平硐观察，坑内以滴水、面状渗水为主，局部出现细小线流。预测结果比较符合××矿区水文地质条件，有利用价值。

6.1.8 矿区水资源综合利用

根据对矿区的水文地质调查，地下水水量较小，地表水水量较大，尤其乌鲁龙曲河水，水量完全满足生产用水需求，水质经检验，矿化度为 0.105g/l，PH 值为 7.23，总硬度为 85.18 mg/l（以 $CaCO_3$ 计），水化学类型为 HCO_3—Ca·Mg。也完全符合浮选生产水质要求。

生活用水可选矿区东沟二叠系洛巴堆组下部的灰岩泉，据调查该泉为常年性流水，流量在丰水期约为 28.18L/S，枯水期约为 21.43L/S，水量完全满足矿区生活需要。水质经取样化验：矿化度为 0.133g/l，PH 值为 7.76，总硬度为 104.54 mg/l（以 $CaCO_3$ 计），水化学类型为 HCO_3－Ca。各项指标均符合 GB5749—2006《生活饮用水的卫生标准》，可完全满足矿区生活用水（表 15）。

6.2 矿区工程地质

6.2.1 矿区工程地质岩组划分

矿区出露地层主要有第四系（Q），二叠系洛巴堆组（P_2l）、石炭系诺错组（$C_{1-2}n$）及岩浆岩。按岩石类型、结构特征及岩石强度，可将矿区岩体划分为四个岩组。

松散岩类工程地质岩组：矿区第四系松散堆积层分布不连续，厚度一般在 1～5m 之间。成因类型主要为残坡积层和冲洪积层两类：残坡积层主要分布在坡地上，为粉质粘土、砂砾及碎石层组成，很多地方难见双层结构，仅见裸露的碎石，残坡积土厚度变化大，受原岩岩性和地形两个因素影响，在斜坡中下部或缓坡地段其残坡积土厚度大，可达 5m 左右；冲洪积层主要分布在冲沟内及沟口处，为砂砾及大小混杂的碎块石组成，局部厚度可达 20m 以上。

可溶盐岩类工程地质岩组：岩性为中厚层状灰岩，分布于矿区东部，由于新构造运动和长期的物理风化作用，多形成陡峭的白色高山，矿区内出露厚度约 200m。岩溶及节理裂隙较发育，但向深部渐弱，故岩层较稳定，属于坚硬的岩组。在地下硐室施工中存在的工程地质问题较小。

层状岩类工程地质岩组：岩性为砂岩、粉砂岩、砂板岩互层，分布于矿区南、西、北三面，是矿区的主要控矿岩层，由于新构造运动和长期的物理风化作用，浅部风化裂隙发育，深部逐渐减弱，矿区内出露厚度约 1000m。砂岩、粉砂岩属于坚硬－半坚硬岩

类，板岩属于半坚硬的岩类，炭质板岩属于软弱的岩类。因此该岩组总体属于半坚硬岩组，但局部易产生冒顶和片帮现象，值得在掘进中引起高度注意。

火山岩类工程地质岩组：岩性为喜山期的石英钠长斑岩，也包括角岩及矿体，块状构造。斑岩从矿区 4993 山顶向南东斜坡方向延伸，出露规模小于 1km^2，长大于 1km，最宽处 0.5km，与石炭系、二叠系地层呈侵入接触。属于坚硬的岩组。

综上所述，矿区工程地质岩组简单，矿体围岩单一。

6.2.2 矿区构造对矿床开采的影响

矿区中各类岩石的节理裂隙在地表相对发育。对各类岩石的裂隙观察之后，裂隙以细小为主，宽 0.1～8mm。在钻孔中，岩心完整的岩石有砂岩、角岩及石英斑岩，软弱破碎的岩性有含炭砂板岩、部份受层间破碎带影响的砂板岩、角岩。在坑道中，以层间断层规模稍大，影响范围大，但对顶底板的稳固性影响较小。横向断层在坑内规模较小，但对顶底板稳固性影响较大，可出现几十 cm～1m 多的破碎带。总之，矿床中断裂、裂隙很少，结构面不发育，故对矿床开采影响不大。

6.2.3 岩体的风化对矿床开采的影响

岩石近地表风化强。风化带的深浅与地形地貌关系密切，随地形起伏及地质构造发育程度而显示不同的风化程度；随着深度增加风化程度减弱，风化带埋深 1～8m。近地表岩石稳固性差，深部稳固性较好；夹软弱层地段稳固性稍差，但影响范围较小(2.5～50m)。

经矿区地质、水文地质调查证明，无大的不良工程地质现象。虽区域构造复杂，但区内大的构造不多，小构造较发育。矿区内出露的岩性有砂板岩、砂岩、角岩、灰岩到石英斑岩，除炭质板岩外均属半坚硬到坚硬。岩体较完整，对矿床开采无大的影响。但在开矿期间必须注意地下风化层的厚度变化。

6.2.4 井巷围岩稳定性评价

矿体围岩岩石类型简单。一般为砂岩、砂板岩和石英钠长斑岩。根据宁夏地质矿产中心实验室对矿体围岩和矿石的力学检测结果（表 6-5），单轴抗压强度：透辉石角岩为 12.04MPa，矿石为 95.23MPa，石英钠长斑岩为 184.60MPa，据岩石单轴抗压强度划分标准，石英钠长斑岩和矿石为硬质岩石，透辉石角岩为软质岩石。井巷围岩质量通过 RQD 测试其值为 77%，根据岩石质量等级分类，围岩为 II，岩石为好的，岩体较完整，质量为良。综上所述，依据《巷道围岩稳定性分类》标准，本矿区井巷围岩稳定性属 II 类：稳定性较好岩体。

表 6-5 矿体顶底板岩石力学性质测试结果表

岩性	天然抗压强度（MPa）	天然抗拉强度（MPa）	天然抗剪强度（MPa）
石英斑岩	184.6	9.25	15.29
铜锌矿	95.23	11.44	5.40
透辉石角岩	12.04	6.69	2.83

××矿区采矿为地下硐室作业，因此地下井巷的稳定性对采矿影响相当重要。从现有的硐室编录和考查情况分析，硐室除部分地段有滴水和破碎段外，整体硐室围岩无大的变形迹象。

虽说井巷围岩总体稳定性较好，但也存在一些不稳定的因素，影响局部稳定。因此在地下采矿和工程施工时，对于顶板来说，应注意构造结构面的组合类型，即“正三角形”

结构，是最不稳定的，结构面围限的分离体都易于塌落。“川字形”结构，在直接顶板岩层中受拉应力作用情况下较不稳定，往往造成冒顶。断层破碎带容易造成垮塌。对于这些地段，在采矿或工程施工时，必须进行支护，否则将可能造成垮塌事故的发生，给施工带来影响，严重者可能造成不良后果。

6.2.5 矿区露天边坡稳定性的评价

矿区中构成边坡岩体的岩性为二叠系洛巴堆组灰岩，石炭系诺错组的砂岩、砂板岩和燕山晚期的石英钠长斑岩。属硬质岩石。构造特征主要为风化裂隙和沉积层面，根据对矿区构造调查，灰岩、砂岩砂板岩、石英钠长斑岩结构面的倾角均在 60°左右，矿区的山体坡度一般在 10°～30°之间，局部可达 45°。边坡面的倾向与结构面倾向基本一致，但存在较大的角度差，依椐边坡岩体稳定结构类型判别，属基本稳定结构型。由此可以看出露天边坡稳定性良好。

6.2.6 矿山开采的支护情况

依据对 PD1、PD3、PD8 水文工程地质调查，支护主要在三种情况下进行，①坑道穿越离地表近的沟谷又是断层通过的地方；②局部小断层通过的强风化地段；③遇到薄层软弱地层的地段。三坑道累计支护地段占 3.9％。在弱至半风化地段的坑道中，地层的稳固性是好的。

综上所述，影响顶底板稳固的因素不外乎岩层的风化程度、断层发育程度、夹软弱层的情况等。接近地表风化作用范围大。断层影响范围小，但可发生在深部。软弱层影响的范围小，深度大，因此风化带采矿尽量避免爆破。如果使用爆破采矿，要注意顶底板的稳固情况及装药量等。高应力地区开采易产生塑性形变，碳质板岩段易风化，遇水软化，层间断层及揉皱发育，节理裂隙产状较陡，“X”节理发育，都可能产生塑性形变及冒顶、片帮、侧胀、底鼓等不良工程地质现象，采矿中改变天然应力场可导致失稳。采矿中请注意以上因素。

6.2.7　工程地质条件

经野外实地勘查及室内综合研究认为，本矿区地形地貌条件相对简单，地形有利于自然排水，含矿地层较单一，岩性组合较稳定，地质构造简单，矿体和围岩稳固性均较好，露天自然边坡岩体结构完整，构造简单，不会产生滑坡和地面塌陷，不易产生不良工程地质问题。确定本矿区工程地质条件为简单型。

但应注意地下工程施工中断层破碎带及地下风化层的厚度变化。

6.3 环境地质

6.3.1 矿区地质环境现状

矿区属残坡积高山高寒草甸牧区，草毡层薄而稀疏，长势差，覆盖度低，多作为夏秋草场。人口稀少，仅在矿区外围平距约 2km 处有一个自然村（20 户）。矿区内人口流动极少，只是在 6～9 月份才有牧民进入矿区放牧。矿区内未发生过滑坡、崩塌、泥石流等地质灾害，夏季短时暴雨引发的洪水规模较小，对矿山安全几乎无影响。

矿区地表水、地下水水质保持良好。在矿区我们对坑道矿石样品进行了物相分析，按

划分标准本矿床矿石类型为硫化矿石 。为了解矿石的有害组分对水的污染，在矿区 PD8 进行了采样，经西藏自治区地勘局中心实验室水质检验，矿坑水基本符合 GB3838—2002《地表水环境质量标准》II 类，唯镉稍微超标，说明矿石和废石不易分解出有害组分，不存在环境污染问题。

矿区距离即将建设的旁多水利枢纽库区最近距离 9km，位于其库容范围以外，矿山设计采矿方式为地下开采，出渣少，不会对该水利工程造成影响。

本区新构造运动活跃，地震活动相对较强烈，可能诱发崩塌，滑坡等。根据《建筑抗震设计规范》（GB50011－2001），抗震设防烈度为Ⅷ度。根据《中国地震动参数区划图》（GB18306－2001）规定，地震动峰值加速度为 0.3g，其对应的地震基本烈度亦为Ⅷ度。1951 年北纬 31°12′，东经 91°18′发生崩错 Ms8 级地震，1952 年在当雄县境内北纬 31°00′，东经 91°30′发生了 Ms7.5 级大震。2008 年 10 月 6 日 16 时 30 分（北京时间），当雄县境内北纬 29 ℃48′，东经 90 ℃24′发生 Ms6.6 级地震（插图 6-1），震中位于格达乡。距离本矿区 93km，矿区有震感。可见本区地震不但次数多，而且震级大，这对公路、桥梁、矿山、牧民房屋等损害较大，可造成生命财产的巨大损失。区域稳定性为较差。

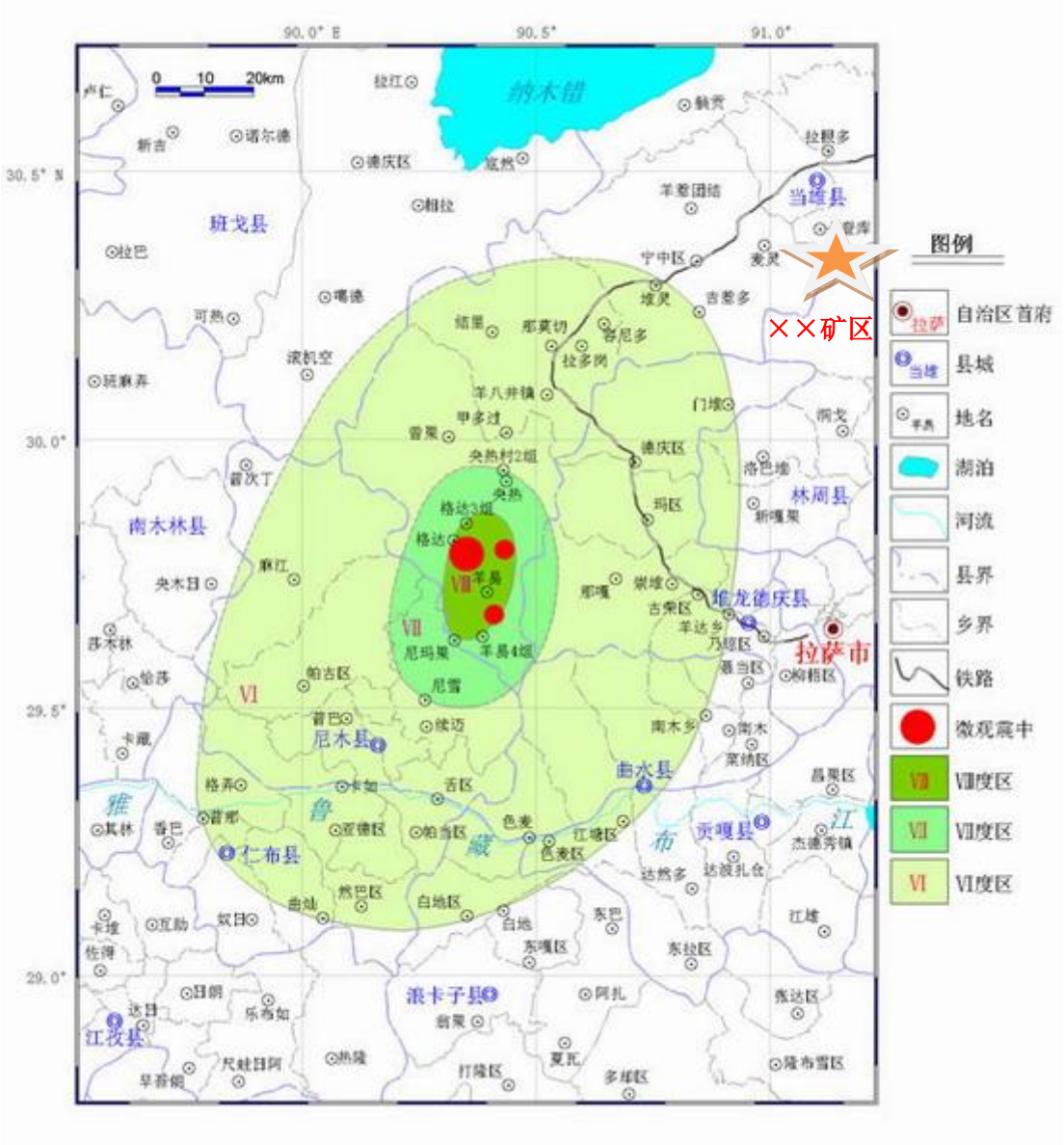


图 6-1　2008 年 10 月 6 日当雄 6.6 级地震烈度分布图

矿区井下生产实践未发现地热异常。

矿区有些年份在上年 10 月至次年的冬春季节，因雪大温度低，积雪覆盖大地且较长时期不化而形成雪灾。雪灾对人民生活可产生严重影响。

6.3.2 开发可能产生的环境地质问题

矿区除第四系沿沟谷分布外，出露岩性为角岩、灰岩、石英斑岩、砂岩、砂板岩。区内构造简单，水文地质条件简单，矿区开发后主要的环境地质问题为：

6.3.2.1 水土流失

矿山开发将对局部草场有所破坏，但该矿区为地下开采，占用的土地面积不大，对植被破坏程度小。矿山开采中产生的废渣堆积在山坡或沟谷，这些松散物质在大暴雨等作用下，易发生泥石流，将直接影响矿区生产作业及矿石的运输，并可能诱发较大泥石流灾害，造成严重的损失。需通过采取一定措施，可以避免。

6.3.2.2 斜坡变形破坏

矿区地形高差达，山高坡陡。组成斜坡的岩土以砂板岩、灰岩、角岩、石英斑岩等岩层为主，在自然条件下斜坡变形破坏并不严重，天然稳定性尚好。在长期的地质历史中，斜坡应力与外形得到调整，较好地达到了相互适应，斜坡变形破坏甚微，斜坡坡度一般 10°～30°，局部可达 45°。只在顺层斜坡局部和高陡的人工边坡外才发生了较多的小型斜坡变形破坏，主要形式为滑移式或散落式的崩塌，如果处理不当将对其下的生命财产造成较大的损失。在采矿及井巷施工中应设计合理的边坡角，采取有效支护措施，防止其人工边坡和自然边坡失稳。

6.3.2.3 泥石流

测区发育典型的高寒气候环境，昼夜温差常达 15～25℃，季节温差高达 30～40℃，导致强烈的物理风化作用，在山顶、山坡、山麓、沟谷形成广泛分布、大小混杂的碎石堆积。山坡碎石常具有明显的不稳定性特征，在一定坡度条件和重力、水动力作用下，容易形成重力碎石流和泥石流、水石流。

在矿区发育较大的地貌梯度，山势陡峻，沟谷密布；河床坡度较大，河流以外流水系为主，具备形成泥石流的良好地貌条件。自然营力沿古老断层破碎带、节理与劈理化带及现今活动断裂塑造出泥石流发生必需的地形地貌条件。

采矿施工所形成的废弃土石堆放场占地面积较大，随着开采时间的推移和开采规模的扩大，废石堆放量将增大，为泥石流的形成提供物质来源，遇暴雨及强降雨可能会爆发泥石流。一旦爆发大规模泥石流对矿山、下游村庄、生态环境等均会造成严重危害。

6.3.3 矿区地质环境类型

根据矿区地质环境现状及矿床开采可能引起的变化情况，综合认为本矿区的地质环境质量良好。

在采矿和勘探过程中，要注意地表水环境和自然环境、地质环境的保护，使其整个矿区有一个良好的自然环境和地质环境，为矿区的大力开发提供较好的环境条件。

建议尾矿库、废石堆放场、露天坑在其服务期满后均要进行植被恢复。同时加强尾矿砂综合利用的研究。并加强环境监测及管理，保障环保设施正常，发现问题及时采取措施，确保矿区周围的环境不受污染或把污染控制在最低限度以内，真正达到经济效益、社会效益和环境效益的统一。

6.4 开采技术条件主要结论及建议

6.4.1 主要结论

矿区内水文地质条件简单，水源补给不足，涌水、积水现象少见，矿床充水问题较小。但在雨季有大量地表水沿松散堆积物和裂隙渗入，因而在雨季要注意采场积水现象。

矿区工程地质条件简单。开采时要注意在破碎部位进行支护，才能正常、安全地进行施工。此外在开挖过程中引起的山体失稳和各种环境地质问题要加以考虑，合理解决。

矿区地质环境质量良好，无原生环境地质问题，地表、地下水水质良好，矿石及废弃物不易分解出有害组分。但在开发中应注意采取措施，防止水土流失、泥石流、雪灾和地震灾害的影响，尤其要注意草场的保护。

综上所述，依据《固体矿产地质勘查规范总则》（GB/T13908－2002）附录 B（固体矿产开采技术条件勘查类型划分）标准，本矿床属于开采技术条件简单的矿床。

6.4.2 存在问题

1、地表水、地下水动态观测时间较短，对矿坑水及生活用水取样化验数量及化验项目偏少，矿区地下水未作过生化分析，影响了矿山生产生活用水水质、矿区水环境评价。

2、工程地质岩组样采集较少，代表性略显不足；尚未查明小断层对开采技术条件的影响。

3、未进行矿区放射性检查。

6.4.3 下一步开采技术条件工作建议

1、在开采的过程中，加强对矿井的水文、工程和环境地质的调查和编录工作，以便更好的指导矿井的生产活动。

2、在以后的勘探及开采过程中，加强水文地质动态观测，尤其是雨季的动态观测；补作地下水生化分析。

3、层间破碎带局部发育，开拓过程中局部地段可能出现短期突水，希望开拓中引起足够的注意。

4、加强对工程地质条件的研究，尤其是利用新收集的资料预测开发过程中可能出现的工程地质问题；进行矿区放射性检。

5、在开发过程中加强环境保护工作，注意安全生产。

第 7 章 勘查工作及其质量评述

为了有效地完成矿区勘查，基本查明矿区矿床特征，并了解矿床外围资源远景，为开发提供基础资料。矿区勘查工作中开展了 1∶50000 区域地质草测、1∶1 万矿区地质草测、1∶2000 矿带地质简测、1∶50000 水系沉积物测量、水文地质工程地质环境地质测量。根据矿床特征开展了 1∶5000 激电剖面测量、瞬变电磁测量和大地电磁测深，并对矿体进行了系统的探矿工程控制，包括探槽、平硐及钻探揭露，配套开展了地形及工程测量和样品采集测试。基本查明了矿区地质特征和矿床特征及矿体特征，分析了矿山开采技术条件，提交了控制的和推断的资源量（332+333）。

7.1 工作方法选用依据、布置原则与有效性

在获得探矿权后，西藏××矿业有限公司根据矿区矿转石分布范围和矿权设置情况，开展了预查。在确定矿区矿化存在的前提下，选用 1∶1 万矿区地质草测了解矿区、矿床地质特征全貌，工作区涵盖了当时矿权范围（相当于扩大后的普查和详查探矿证西部局部地段），也涵盖了矿区主要地质单元和矿转石分布区，并开展了槽探揭露。

由于矿区矿体分布地段第四系厚度大，槽探不能达到地质目的。鉴于简单的地质手段工作陷于困难，即以激电中梯测量对矿区进行勘查，发现物探异常特征与地质特征吻合，决定对矿转石分布地段的物探异常开展坑探揭露，证实异常确实由矿化引起，而且矿化情况良好。

至此，预查工作目的已经达到，而且矿区有较好的前景，预查工作大致了解了矿体浅部特征，预计矿区有开发前景后，从系统勘查和开发角度考虑，公司决定扩大勘查范围并开展普查。

根据公司在其它矿区的勘查经验和对本矿区的认识及公司发展规划，普查工作方法的选择依据是实事求是地从矿区矿床实际情况出发，以尽快并规范合理地大致查明矿床矿体特征为出发点和原则。

为了掌握矿区区域地质和与铜锌矿化有关的元素的区域特征，为勘查提供区域地质和地球化学依据，在勘查区开展 1∶5 万地质草测和水系沉积物测量。

根据矿区普查基本需要，安排了矿带 1∶2 千地质简测以掌握其地质特征，结合激电中梯测量成果为工程布置提供依据。

由于预查证实矿床前景好，浅部有矿体分布，而且从矿转石分布特征分析，主矿体地表长度在 300m 以上，由于矿体规模较大，倾角陡，地形地势有利，针对矿体采用Ⅱ勘探类型开展了地表槽探和浅部坑探工程揭露与控制。工程布置原则是就矿找矿，由已知到未知，顺矿体走向和倾向依次揭露与控制，结合地球物理勘探异常特征和控矿地质体特征综合考虑工程位置。鉴于普查区第四系厚度大，预查阶段人工槽探施工达不到地质目的的情况，在普查中采用机械施工。地下浅部的坑道工程先施工穿脉，再施工沿脉，在沿脉的合适位置再施工穿脉，力争工程布置合理，以达到探矿目的为准。

普查中配套开展了样品采集测试和测绘。

普查结果表明，该阶段工作中各方法选用依据和布置原则是正确的、有效的，达到了预期地质目的。基本掌握了矿区、矿床地质特征，对矿体特征了解和控制较好。

在普查成果基础上，西藏××实业有限公司在矿区开展规范的铜锌矿详查。主要是根据矿区矿床特征，针对主矿体开展系统揭露追索控制，为了很好地控制矿体特征，原有坑道继续施工掘进，为加快进度，加大钻探力度，实施深部钻探揭露追索。同时，为

了解矿区北部的含矿性，在矿区北部开展全面的地表地质填图，为了解异常情况，为工程布置提供依据，开展物探，具体方法受正在施工工程制约，由于地下在施工坑探，如开展常规大功率激电测量，将引起地下坑探作业的安全隐患，遂决定在后山实施瞬变电磁测量，获得异常后，结合地质测量成果进行验证。本阶段勘查自始至终贯穿由已知到未知，由浅及深的原则开展循序渐进的勘查探矿。

详查中也配套开展了样品采集测试和测绘，为掌握矿床开发利用条件，在矿区开展了规范的水文工程地质和环境地质工作。

详查结果表明，本阶段工作中各方法选用依据和布置原则是正确的、有效的，达到了预期地质目的。掌握了矿区、矿床地质特征，对矿体特征了解和控制较好，达到了详查阶段要求。

7.2 勘查方法及工程布置

7.2.1 勘探类型的确定

由于本矿床主要矿体有以下特征：矿体规模为中型，长度和延深均大于 300m（系数 0.3），形态复杂程度中等，内部有达到剔除标准的夹石，有分枝复合现象，但分枝复合规律明显（系数 0.4），构造影响程度小型，基本无断层破坏，无成矿后期岩脉穿插，构造对矿体形状影响小（系数 0.3），厚度较稳定（系数 0.4），主要有用组分（Zn、Cu）变化有规律，以工程为单元计算，锌品位变化系数 60%，属分布均匀的元素，铜品位变化系数 191%，属分布不均匀的元素，本矿床以锌矿化为主，铜次之，综合考虑锌铜的因素，当属有用组分分布较均匀的矿床(系数 0.4)，五个地质因素类型系数之和为 1.8。根据矿床矿体地质特征和《铜、铅、锌、银、镍、钼地质勘探规范》（DZ/T0214—2002）对铅锌矿床勘探的规定，五个地质因素类型系数之和 1.7—2.4 时可以采用第Ⅱ勘探类型，即控制的勘探工程间距为沿走向 80—100m，沿倾向 60—100m，可以求得控制的资源量（332）。本矿床勘查采用第Ⅱ勘探类型，考虑到主矿体延长与延深比较接近，矿区基本勘探网度确定为 80×80m，即控制的工程网度为沿走向 80m，沿倾向 80m。经工程揭露控制、网度不大于基本网度的资源量列为控制的资源量；经工程揭露控制、但控制网度大于该基本网度的资源量列为推断的资源量（333）。

由于施工条件限制，实际测量的勘探线方向为接近 55 度，间距分别为 28-36 线平距 80.124m，36-44 线平距 80.072m，44-50 线平距 78.854m，58 勘探线根据坑道掌握的矿体特征，改变了方向，为正东西向，而工程控制矿体的网度也基本与基本勘探网度一致或略小于基本网度；实际工程网度在上部有所加密，达到走向 40m，倾向 30-50m，沿厚度方向完全控制，而深部则由于矿体的不确定性，在钻孔揭露后发现网度达到沿倾向 120m。总体而言，对矿体连续性的确定是完全可以满足的。

7.2.2 勘查方法的选择和工程布置

在本矿区勘查中，使用槽探、坑探和钻探对矿体进行揭露，沿走向和倾向基本控制，沿厚度方向完全控制。工程间距合理而且局部适当缩小到基本网度的下限以下，可以求得控制的和推断的资源量（332+333）。

勘查是分阶段开展的，勘查手段也分阶段选择不同的组合。

前期预查阶段，由于矿区前景不明，采用槽探为探矿手段，对地表矿转石分布区进行揭露，但人工施工结果不理想，因为第四系厚度远大于估计的厚度，所有探槽均见大

量矿转石，却未见基岩。在开展辅助性的激电中梯测量后，发现了有意义的异常，采用坑道工程揭露，取得了预期效果，见矿情况良好，矿区前景得以确定。

普查阶段，本着从已知到未知，从浅部向深部逐步推进的原则，全面采用坑探手段对矿带有利部位进行揭露，取得了较好的效果。

由于坑道施工进度比钻探慢，不能完全满足快速评价的需要，在普查后期和详查阶段，采用坑探和钻探相结合的组合手段进行探矿以提高探矿速度，其中坑探主要用于矿床浅部的探矿，钻探主要用于矿床中深部的探矿，而且钻探适当超前，坑探适当滞后。坑探采用水平坑道穿脉和沿脉两种形式，由于矿层陡立，钻探采用斜孔钻进。在钻探早期，钻孔布置思路是基于矿层全部以岩体为中心向外陡倾斜这一假定为前提的，坑道内观察的情况也大致支持这一观点。但在探矿工程数量逐步增加后，发现并不是所有的部位矿层都向外倾斜，而是矿层顺岩体边界里外波状起伏分布，既有向外（向西）也有向内（向东）倾斜，于是在 2008 年度勘查中试探性调整钻进方位，即由向北东钻进改为向南西和西钻进，取得了更好的探矿见矿效果。这一向外钻进的钻进方案一直保持到详查结束，当然，由于矿层倾角陡，使得钻孔控制的斜深局部过大，由后续跟进的坑探工作进行合理网度的补充加密，使总体网度趋于合理。

目前，勘查中探矿工程对矿体的控制程度是合适的，在有效揭露控制范围内，达到了控制的和推断的程度，一般剖面控制深度在 200m，最大控制深度在 50 勘探线，达到 380m，在本次估算的资源量中，以矿石量为衡量标准，控制的资源量占 65.9%，推断的占 34.1%，可以满足详查阶段工程控制要求，说明所采用的工程间距是合理的。

7.3 勘查工程质量评述

矿区勘查中采用了槽、坑、钻探工程对矿体进行追索揭露控制，大部分都达到了地质目的，质量合格，只有部分早期施工的探槽因深度不够而没有揭露到原生矿。

7.3.1 钻孔

钻探是本次勘查重点使用的工程手段，工作量大，找矿效果明显。目的是结合坑探手段，以最快速度在矿体深部追索和控制矿体的变化。

钻孔施工按有关规范、规程、设计和合同结合实地情况进行，由西藏西钻钻探有限公司承担施工任务。勘查中在矿区累计施工钻孔 20 个，总工作量 7324.47m，均为斜孔，设计倾角 80 度，实际倾角 79.5-80.5 度之间，只有 ZK443 孔倾角为 81 度，另 ZK361 孔设计倾角和实际倾角均为 75 度，孔深 250～500m 之间，只有早期施工的 ZK361 孔深度小于 200m（插表 7-1、附表 7）。

在布置阶段，根据地质特征在实地结合已有平硐工程布置。在钻机安装后，由有关人员检查并下达施工通知书，钻孔施工按地质要求进行并严格执行《岩芯钻探规程》中的六项指标的要求。

钻孔定位：所有钻孔位置进行了放孔初测，施工单位平整完机台后，进行复测，保证孔位基本按网度定位，终孔后进行定测。钻孔测量利用矿区测量控制网，采用全站仪实测。孔位坐标满足精度要求。钻孔坐标测量成果见插表 7-1、附表 7。

钻孔结构：钻孔开孔口径 Φ130mm，穿过第四系后改为 Φ120-98mm，终孔内径 Φ98mm。终孔岩矿心直径亦约为 Φ98mm，矿化均匀，矿心代表性好。

钻进工艺：施工的钻探工程均采用双管钻进和绳索取心工艺，对控制孔斜效果明显。钻探设备为无锡探矿机械厂生产的 XY－2 型和 XY－4 型钻机。

岩矿心采取率：全部钻孔单孔岩心采取率为 86.2-97.1%，钻孔内分层矿心采取率 89.65～100%，单孔平均矿芯采取率大于 90%，岩矿心采取率是非常高的。

表 7-1 钻孔质量一览表

工程号	孔口座标			开孔（°）		终孔（°）		孔深（m）	偏离勘探线距离（m）	采取率（%）		孔深验证（m）	封孔情况	施工日期		质量综合评定
	X	Y	H	方位	倾角	方位	倾角			岩芯	矿芯			开孔	封孔	
ZK281	3353598.85	16325590.30	4692.51	234	80	234.5	80.5	267.80	NW7.95	97.1	-	0.00	水泥钢筋	08.9.6	08.9.30	合格
ZK361	3353598.45	16325465.45	4621.30	54	75	55	75	177.50	NW0.79	94.1	95.1	0.00	水泥钢筋	07.11.5	07.11.20	合格
ZK363	3353665.35	16325564.22	4699.44	234.5	80	234.5	79.5	455.00	SE2.45	92.2	97.0	0.00	水泥钢筋	08.6.7	08.7.29	合格
ZK364	3353684.67	16325592.78	4721.55	234.5	80	234.5	79.5	416.80	SE3.31	94.6	-	0.00	水泥钢筋	08.8.17	08.9.17	合格
ZK365	3353731.12	16325652.18	4746.97	234.5	80	234.5	79	347.00	0	95.7	90.0	0.00	水泥钢筋	08.10.5	08.10.31	合格
ZK441	3353725.67	16325505.78	4681.73	234.5	80	234.5	79	270.60	NW1.07	92.2	93.3	0.00	水泥钢筋	08.6.7	08.7.7	合格
ZK442	3353749.23	16325537.61	4707.52	234.5	80	234.5	79.5	425.00	NW2.42	92.3	97.0	0.00	水泥钢筋	08.7.13	08.7.14	合格
ZK443	3353771.78	16325572.62	4737.29	234.5	80	234.5	81	461.50	0	92.0	100.0	0.00	水泥钢筋	08.8.6	08.9.26	合格
ZK444	3353794.59	16325611.17	4766.88	234.5	80	234.5	80.5	362.80	SE3.21	87.4	90.0	0.00	水泥钢筋	08.10.6	08.10.31	合格
ZK501	3353836.10	16325551.73	4763.32	234.5	80	234.5	79.3	448.25	0	90.0	90.0	0.00	水泥钢筋	08.6.7	08.8.3	合格
ZK504	3353860.48	16325575.53	4786.38	234.5	80	234.5	79.5	445.75	0	92.2	92.5	0.00	水泥钢筋	08.8.16	08.9.25	合格
ZK505	3353909.39	16325622.77	4834.02	234.5	80	234.5	79.5	478.30	0	90.5	99.1	0.00	水泥钢筋	08.10.6	08.11.26	合格
ZK581	3353868.31	16325540.78	4781.45	270	80	270	79	251.25	0	92.4	93.0	0.00	水泥钢筋	08.6.7	08.7.13	合格
ZK582	3353880.65	16325574.89	4798.50	270	80	270	79.5	276.90	N0.51	86.2	99.8	0.00	水泥钢筋	08.7.22	08.9.1	合格
ZK583	3353879.23	16325611.87	4807.54	270	80	270	81	363.00	S1.20	92.8	94.9	0.00	水泥钢筋	08.9.8	08.9.10	合格
ZK584	3353891.73	16325651.31	4832.88	270	80	270	79.5	446.00	0	91.4	99.0	0.00	水泥钢筋	08.10.9	08.11.26	合格
ZK661	3353958.71	16325528.10	4829.17	270	90	270	79.5	406.7	N0.89	92.3	-	0.00	水泥钢筋	08.9.6	08.10.31	合格
ZKN01	3354577.48	16325386.80	4753.07	-	90	-	90	388.86	-	94.7	94.9	0.00	水泥钢筋	08.11.1	08.11.30	合格
ZK121	3353474.18	16325692.10	4642.50	-	90	-	90	300.36	-	88.4	-	0.00	水泥钢筋	08.6.9	08.7.9	合格
ZK041	3353438.14	16325796.21	4622.20	10	80	10	79.5	335.10	-	90.1	-	0.00	水泥钢筋	08.6.13	08.7.9	合格

注：ZKN01 孔位于矿区北部 Zn-9 矿化体地段。

孔斜及测量：采用的测斜仪器为小口径小罗盘测斜仪，由重庆地质仪器厂生产，经过国家质量认证。钻进过程每 100m、薄矿层进顶板、厚大矿层进出矿层、终孔等位置均按要求进行了孔斜测量，测量参数有天顶角和孔斜方位。全部钻孔孔深 250～500m，只有早期施工的 ZK361 孔深度小于 200m，天顶角（相对于设计轴线）变化于 0～1.5°，钻进方位不变，每 100m 孔深误差均不超过 2°。测斜精度，目前已得到坑道验证无误差。

孔深校正：孔深校正与测斜同时进行，每钻进 100m、薄矿层进顶板、厚大矿层进出矿层、下套管前和终孔后均做了孔深误差的测量，全部钻孔孔深校正误差均小于 1‰，在规范允许的范围内。

简易水文观测：各钻孔进行了常规简易水文观测和终孔后 24 小时连续稳定水文观测。

原始报表填写：各机台各班均指定专人在现场用钢笔及时填写原始报表，做到了真实、齐全、准确、整洁。

封孔：均按规范对矿体及上下 1～4m 的范围内，用 425#水泥封住矿体，同时封住破碎带和孔口的风化裂隙带；在孔口用 425#水泥立上标志桩，水泥桩上用红油漆标注了开终孔日期、孔号（含线号）、孔深等。

岩矿心保管：钻探岩矿芯在实施样品采集并经技术负责检查后，集中放置在规定场所，部分矿化较好或地质现象比较特殊的岩矿芯临时放置在矿区指挥部院内，供公司领导检查指导。经公司检查后，和其它绝大部分岩矿芯一道放置在已经达到地质目的且今后不再使用的 PD5 坑道内，坑道内岩芯箱码放整齐，按单孔为单位分别按施工顺序保存。在获得样品测试结果后，根据分析结果，有少量矿层没有达到样品圈定的目的，到坑内继续补采样品送分析单位分析测试，直到达到圈定矿层的目的。

地质技术人员控制钻进中的采取率、钻孔弯曲度、孔深校正数据等要素，并随时了解孔内地质现象和开展地质编录，根据钻进中提取的岩矿芯情况提出进一步的施工要求，在达到地质目的后下达终止钻进通知书。钻孔完工后按照《岩芯钻探规程》六大指标有关要求逐项进行验收评议。钻孔各项技术质量指标均优于规范及设计要求（见施工钻孔一览表），无超差。全部钻孔各项指标完全符合要求，达到地质目的，施工质量验收合格。

钻孔的原始地质编录工作按地矿部颁布的《固体矿产普查勘探原始地质编录规范》、《铜、铅、锌、银、镍、钼矿地质勘查规范》（DZ/T0214-2002）的要求进行。

从已完成的钻孔看，虽然矿区矿体倾角陡，但只要选择施工能力过硬的队伍，实施斜孔钻探，可以比坑探更快地达到揭露矿体的目的，而且在深部探矿中是最有效的手段，因此钻探是本矿区探矿的较好手段。

7.3.2 探槽

根据矿体地表有浮土掩盖、倾角陡且地势也较陡的实际情况，为了查明地表地质特征，采用槽探对地表矿进行揭露。但是预查阶段施工深度有限，未能揭露到原生矿。为了查明矿体特征，在普查阶段对地表采用挖掘机施工探槽工程揭露。

探槽工程的施工目的是揭露地表埋藏矿体现象，布置在有坡积矿转石地段。

矿区施工探槽 10 条（附表 5），工程施工设计的深度和长度据地质情况变化而不同，以完全揭露矿体、矿化带并进入稳定围岩一定距离为准。其开口宽视第四系厚度、松散程度及施工深度而定，在预查阶段人工施工结果不理想的情况下，普查阶段采用机械施工，详查阶段在后山北坡人工施工揭露，也达到了揭露原生矿的目的。槽口宽 3—4m，槽底宽 2m，深度控制到进入基岩以下 30—70cm，槽壁高度不超过 5m，槽底、壁平直。

结果，预查阶段的探槽未见基岩，而普查和详查阶段施工的探槽见基岩和见矿率为 100%，达到了地质目的。为了解地表矿体展布特征和资源储量估算提供了可靠依据。

7.3.3 平硐

预查阶段根据地球物理异常明显，地表有浮土掩盖厚、探槽不能揭露原生矿体的实际情况，为了查明矿体特征，采用 PD1 平硐工程揭露矿体，结果揭露情况证实矿化良好。坑道完全穿过矿层，并施工沿脉。为了提高施工效率，加快进度，采用机械施工，并将坑道断面规格扩大到 4.0×4.4m。在详查阶段，同样为了加快进度，再将断面规格调整为 2.4×2.6m，而由于沿脉坑道的运输量较大、错车频繁，进行了断面扩大，以提高工作效率。

同时，在其它部位布置施工新的坑探工程，包括矿区西部的 PD3、PD5、PD9 和矿区东部的 PD2、PD4、PD6、PD8。

矿区施工平硐 8 条（附表 6），在矿区西部的坑道采用机器掘进，工程施工的长度据地质情况而不同，以完全揭露、穿过矿体并进入稳定围岩一定距离为准。西部的前半段断面规格为高×腰宽 4.0×4.4m，坡度小于 0.5%，壁平直。其它坑道断面规格为高 2.0m，腰宽 2.2m 或高 2.4m，腰宽 2.6m，坡度小于 0.5%，壁平直。

施工结果，西部的 PD1、PD3、PD9 坑道见矿，PD5 未见矿；东部的坑道中，PD2 见规模很小的银铜矿脉，PD4 未见矿，PD6 见黄铜矿闪锌矿化石英钠长斑岩，PD8 见氧化矿层，但规模小，无工业价值。

由于矿区矿体产状陡，地形有利，岩石稳固，水文地质条件简单，海拔低，施工条件有利，因此，平硐探矿是矿区有效的较好的探矿手段。平硐达到了揭露了解矿体浅部特征的目的，为后续勘查和开发提供了有力依据和条件。

7.4 地形测量、工程测量及其质量评述

为满足勘查工作部署及资源量估算需要和今后矿山开发需要，在矿区开展测绘，主要包括 1∶2000 地形测量和工程测量。

7.4.1 测绘仪器设备

全站仪：本次工作采用数字键苏州一光公司的 OTS－632 全站仪。该型号仪器为全站数字中文键盘，内置大容量内存和各种应用程序，功能强大，性能稳定，使用方便。

仪器参数：距离测量—成像：正像，最短视距：1.5m，测程：迷你棱镜 1.0～1200m 单棱镜 1.0～5000m ，精测/快速/跟踪 $\pm(3+3\times10^{-6}\times D)$mm 。

角度测量— 精度 2″，补偿器范围 ±3′

绘图工具：测量属于室内外结合工作因此需配置笔记本电脑，要求计算机配置良好，性能稳定。平差软件采用南方公司的平差易。绘图软件采用基于 AutoCAD 平台二次开发的测绘成图软件南方 CASS 7.0 最终完成测绘图件出图。

仪器检校内容：全站仪送测绘计量检定站检校，全站仪经检校后完全达到了完成项目的精度要求。

7.4.2 作业依据

《地质矿产勘查测量规范》GB/T18341－2001

《工程测量规范》GB/T50026－93 中矿山测量部分

《1：500、1：1000、1：2000 地形图图式》GB/T7929－1995

7.4.3 控制测量

矿区附近没有国家测量控制网埋设的一级或二级控制点，受此因素的影响，由测量组以北京 54 坐标系的 10 万地形图为参考，在矿区从明显地貌点出发，做自由控制网，而后联测平差布三级四级控制网。

目前，根据国家统一安排的矿业权实地核实工作部署，本矿区的实地核实测量野外工作正在开展，到年底将实现矿区控制网与国家 80 坐标系联网的目标。

选点埋石：对勘查区的地形地貌地物有大概了解后选点埋石。控制点埋石选择本着观测范围广、通视良好、易于埋石、易于永久保存的原则而进行。各控制点都做了相关的标注，并以红色油漆喷注于附近基岩上便于日后查找。

控制网布设与加密：根据《地质矿产勘查测量规范》（GB/T18341－2001）及《工程测量规范》（GB50026－1993）的相关规定，在测区内布设首级控制网 3 组采用三角网边角平差，求算平差结果和各点坐标。图根点加密采用苏州一光公司 OTS-625 全站仪采集三维坐标，盘坐盘右两次求平均值，变化棱镜杆高度多次测量求平均值。达到了控制点分布合理，控制整个测区的效果。

平面高程水准测量：目前测量仪器采用全站仪，因此高程数据的采集为三角高程水准测量，测量精度均能满足三四等水准测量的要求。

7.4.4 地形测量

7.4.4.1 图根控制点测量

图根点是直接供测图使用的平面和高程控制点，在各等级控制点上采用全站仪坐标法测量。

图根点或测站点的精度以相对于邻近控制点的中误差来衡量，其点位中误差不超过图上±0.1mm；其高程中误差不超过测图基本等高距的 1/10。

为了节约施工成本，图根点采用木桩加订钢钉作为临时桩保存，根据测图工作的需要随时测放。

7.4.4.2 地形测量测绘内容及取舍绘制

地形图表示测量控制点和临时工矿建筑物及其他设施、交通及附属设施、境界、地貌和土质、植被等各项地物、地貌要素、以及地理名称注记等。本测区是矿山测量，因此地物较少，主要以反应地貌为主。

a、地形图在本测区主要反应地貌因此地物较少，以工程部署及少许施工人员的驻地居民地等为代表。b、测绘图中的地质点、泉眼点、平硐、钻孔、基线、勘探线、均按实际位置以相应规定符号表示。c、简易公路按其平均宽度以曲线表示（用于 1/2000 和 1/1000 地形图中）。不依比例绘制的道路，以道路中心测绘表示。d、沟渠以其中心位置测绘表示。e、地貌用相应地质符号配合等高线表示（以地质工程师的简测填图为参考）。陡崖、陡坎均用相应的符号表示。等高线穿越建筑物、平台、双线路、陡坎、注记等都打断。

7.4.5 工程测量

地质矿产勘查工程测量需要测设勘探基线、勘探线施放、钻孔初测、复测、定测，并绘制中段施工现状和勘探剖面图。巷道的方位施放，巷道规格验收，轨道铺设过程中坡度的把持，及最终工程量的验收。

7.4.5.1 勘探基线测量

协同矿山地质人员共同实地确定基点和方位后，按设计的勘探线剖面间距，放测基线上各交叉点的位置。

7.4.5.2 勘探线剖面测量

由地质人员布设剖面起始点，测量人员由起始点按剖面设计定线，沿给定的方向线上测定剖面测站点，剖面点（包括工程位置点、地质点、地物点、地貌变换点）以及剖控点。最后通过室内作业展绘成勘探线剖面图。

7.4.5.3 地质点测量

地质点包括：露头点、构造点、岩体和矿体的界限点、水文点等。地质点测量是对地质点位进行定测，定测结果展绘到图纸上。按照勘查规范的相关规定地质点的测定相对于其邻近的图根点中误差平地、丘陵地不超过±0.6mm,山地不超过±0.8mm。同时实地对 5%－10%的散点进行了抽查。

7.4.5.4 钻孔位置测量

初测 ：根据地质设计书的设计方位和间距，将钻孔位置布设与实地，提供给施工队进行钻探，孔位确定后埋设木桩，并确定复测点，在手簿上记录下复测点到钻孔的距离。

复测：施工单位平整完机台后，进行复测是除了校核钻孔位置外还应测定平整机台后的地面高程和量出在勘探线方向上钻孔位置至机台边线的距离。

定测：定测目的在于测出其孔位的中心平面位置和高程，以满足资源量估算和编制各种图件需要。定测时以封孔标石中心或套管中心为准，高程测至标石面或套管面，并量取标石面至地面的高差。

7.4.6 精度评述

7.4.6.1 控制网精度

平面坐标精度：测区建立 3 组三角网采用边角独立平差（插图 7-1）。因为勘查阶段测区附近缺乏国家三角控制点，并且是测量组根据规范文件及勘查要求建立的独立坐标系，没有和国家控制网联测，因此采用三角网边角平差是可行的。

高程精度：网内闭合差按规定要求限差 90mm，实际闭合误差 ±45.79mm。

计算公式： $20\sqrt{L}$

式中 L 为量距总长，单位 km。

图件：结合本次工作测量组使用全站仪进行野外数据全站采集，然后使用南方 CASS7.0 软件进行内业数据处理，生成包括各类地形要素在内的 dwg 文件。成图后测量首先互检，然后打出样图，在到现场进行复检，发现问题立即纠正，并实地打点以确定图面精度。按照《地质矿产测量规范》的相关要求图上地物点对邻近野外控制点的平面位置中误差，平地、丘陵地不超过图上 0.6mm；山地、高山地不超过 0.8mm。审核人员稀散抽取图上 5%～10%点进行审核 98%的点均达到了规范要求。1/2000 比例尺地形图高程中误差为 0.25m，限差为 2m×2/3；1/500 比例尺地形图高程中误差为 0.18m，限差为 0.25m。质检人员检查图内各种表示和注记符号是否符合《图式》要求。合格后正式出图提交使用。

测绘工作为矿区勘查提供了详细可靠的高精度地形资料和矿区工程及重要地质点和物探异常点的精确位置，为工程布置和资源储量估算提供了基础测绘资料。

7.5 地质填图工作及其质量评述

7.5.1 1：50000 地质草测

为了在矿区外围寻找成矿有利部位，为扩大矿区资源潜力提供基础资料，在勘查中开展了 1：50000 区域地质草测，以了解区域地层、岩浆岩、围岩蚀变和构造特征，进而研究区域成矿地质背景，为矿区普查提供依据。

根据区域地质矿产资料和遥感特征，确定了工作区大致地质特征及工作侧重点。由

于预测阶段已经在矿区开展了小范围的 1：10000 地质草测，所以本项工作实际是在该项工作基础上向外扩展。以地质草测和遥感解译相结合的方法开展工作，即在探矿权范围内开展正式的地质草测，在探矿权范围外开展遥感解译和实地调研，获得完整的地质图。

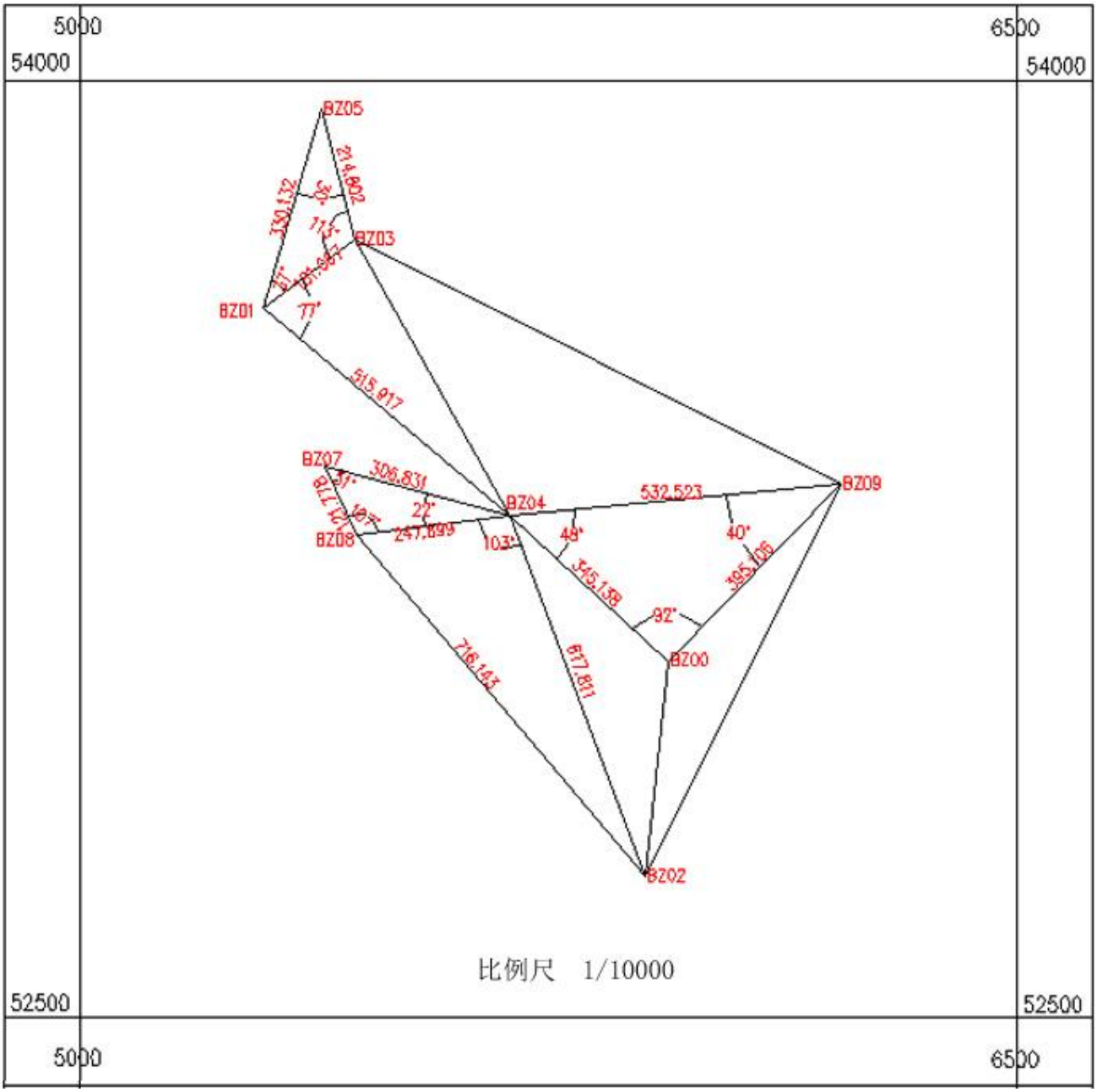


图 7-1 矿区控制网

勘查区仅有 1：10 万地形图，因此，1：50000 工作底图即用其放大而成。

工作区地质条件简单，基本是在以石炭系为基础，加部分二叠系和少量白垩系地层的基础上，发生断裂构造和喜山期酸性岩浆侵入作用的地质特征。故野外进行 1：10000 地质草测时，以追索法和穿越法相结合圈定地质现象。各地质点布置在地质界线、矿化体、构造线及地质现象不稳定变化部位。

根据任务要求结合工作的具体情况和实际可能，按野外标志将地层划分到组，岩浆岩岩石类型划分到单元。点线距以正确圈定地质体和地质现象为原则，在重要地质现象

尤其是矿体附近，按比例尺要求布置路线观察记录，对地质内容较简单的地段，放稀点线密度控制。

野外编录以地质点和点间地质描述相结合的方式进行，地质点以 GPS 定位，在获取三维坐标后展绘于底图上。记录内容依地质繁简情况而定。

1：50000 区域地质草测和同时开展的水系沉积物测量了解了矿区一带区域地质特征和与成矿作用有关的金属元素的区域地球化学特征。

7.5.2 1：10000 地质草测

目的是了解矿区地层、岩浆岩、围岩蚀变、构造特征，了解成矿地质背景、控矿因素、矿化范围，为工程布置提供依据，并了解矿床成因。

本项工作在预查阶段开展，当时矿区只有 1：10 万地形图，因此，1：10000 工作底图即用其放大而成，范围也只有后来扩大后的普查和详查探矿证范围的一部分。

由于地质条件简单，野外进行 1：10000 地质草测时，以追索法和穿越法相结合圈定地质现象。各地质点布置在矿化体、地质界线、构造线及地质现象不稳定变化部位。根据任务要求结合工作的具体情况和实际可能，按野外标志将地层划分到岩性段，岩浆岩岩石类型单一，只作一个单元处理。点线距以正确圈定地质体和地质现象为准，在重要地质现象尤其是矿体附近，按比例尺要求布置路线观察记录，对地质内容较简单的地段，放稀点线密度控制。

矿区地层单元少，下二叠统灰岩和石炭系砂岩、砂板岩岩性简单，即划分到群组和岩性段；石英钠长斑岩岩性单一，未划分岩相带；第四系堆积类型为冲洪积混合堆积，作为一个单元处理，不再细分，坡积层分布虽广，但不影响地质界线的圈连，不予表示。

野外编录以地质点和点间地质描述相结合的方式进行，地质点以 GPS 定位，在获取三维坐标后展绘于底图上。记录内容依地质繁简情况而定。

1：10000 地质草测了解了矿区地质全貌和矿床特征及矿床控矿因素。

7.5.3 1：2000 地质简测

以岩体边界已知矿体分布地段为工作区，开展 1：2 千地质简测，工作面积 3.24km^2。基本查明了矿区矿带地质特征和矿床地表特征，结合物探成果，为探矿工程布置提供了依据。

在开展地质简测前，先开展 1：2 千地形测量，为地质简测及时提供地形图作为填图的工作底图。

野外进行 1：2000 地质简测时，在矿化现象集中和与矿化有关的地质情况较复杂时，采用追索法圈定矿化带、矿体、矿化体及其它有关地质体。在矿化弱或无矿化、地质现象简单稳定地段，以穿越法圈定地质现象。实施结果，主要为穿越法。

各地质点布置在矿化带、矿（化）体、蚀变带、地质界线、构造线及地质现象不稳定变化部位。点线距以正确圈定地质体和地质现象为准，在物探异常中心适当加密点距，以利于查找异常源和解释异常。

野外观察以地质点和点间地质描述相结合的方式进行。地质点以测绘资料和测绳量距、罗盘定向定位，用极坐标法展绘于底图上。矿点、界线点、构造点等重要地质点用全仪器法测定其坐标。记录内容依地质情况而定。

1：2000 地质简测比较合理地掌握了矿区矿带地质特征和矿床地表特征，尤其是矿床产出位置的与成矿期地质作用有关的地质体特征。和 1：10000 地质草测一道，明确了矿床展布特征，为地质综合分析、研究成矿规律以及探矿工程布置提供了重要地质依据。

7.6 物探工作及其质量评述

7.6.1 1：5 千激电剖面测量和激电测深

7.6.1.1 测区范围及工作网度

测区近似为西宽东窄的梯形，东西长 1.4km，西部南北宽 0.8km，东部南北宽 0.4km，总面积约 0.7km^2，工作网度为 100×10m^2，发现异常后加密至 50×10m^2，测区剖面方位与含铜锌矿化带走向垂直。依据铜锌矿化带呈弧形的平面分布体征，测区物探剖面方位分两组，一组为 100°，另一组为 163°。

以西北部剖面为奇数剖面，编号为-9、-7……9 线；东部为偶数剖面，编号分别为 0、2、4……24 线；测点每 1m 一个编号，测点号从西北至南东逐渐增大。剖面位置及测点编号详见矿区物探剖面位置图。

所有测线、测点均埋设木桩，插旗，标注测线编号，测线端点采用高精度 GPS 定位，罗盘定向，皮尺、测绳量距定点，误差在允许范围内。

7.6.1.2 采用方法

物探勘查用激电中梯进行网度为 100×10m^2 面积测量（后加密为 50×10㎡），以发现和圈定铜锌矿（化）体的激电异常。

在发现激电异常的主体部位施测综合剖面，综合剖面上投入激电中梯、激电测深等物探方法，以获取激电异常性质和其空间特征等信息。

综合剖面布置在异常段，激电测深点距 10～20m。

在测区内进行岩矿石物性标本的采集与测定。

7.6.1.3 测地工作

物探工作测网先用 GPS 在物探剖面上每 100m 测定一控制点，其间物探测点用罗盘定向、皮尺量距定点敷设并进行坡度改正。

为提高测点定位精度，工作所有测点均用全站仪进行了修测。

××矿区西部物探剖面方位为 100°，东部物探剖面方位为 163°。

7.6.1.4 激电中梯剖面测量

采用中间梯度装置，AB=600m，MN=20m，观测段长为 2/3AB，测量点距 10m。数据采集用 DZD-6 型多功能直流电法仪，供电时间 5s，延迟时间 100ms，积分时间 100ms；测量信号用不极化电极提取。执行技术标准为《时间域激发极化法技术规定》（DZ/T0070-1993）（《规定》）。

施工中，严格按《规定》要求定期、定时进行了仪器设备、导线的检查；注意对供电电极和测量电极处接地条件的处理改善；对数据的异常点、奇变点，现场及时进行了重复观测自检，分析原因进行处理。

7.6.1.5 激电测深

采用非等比对称四极装置，供电极距为常规极距系列（见表 7-2），$(AB/2)_{max}$=200m，布极方位与测线方位一致，非连续放线。DZD—6 型多功能直流电法仪观测，供电时间 5s，延时 100ms，积分 100ms；测量信号用不极化电极提取。执行技术标准为《时间域激发极化法技术规定》（DZ/T0070—1993）。

7.6.1.6 岩矿石物性标本采集与测定

岩矿石物性标本采集：采集的岩矿石标本较新鲜，采集点分布在铜锌多金属矿体、含碳质砂板岩等主要矿体、可能的干扰岩体及物探异常段，同时覆盖其他岩体和地层，主要岩矿（化）石标本 230 块（表 7-3）。

岩矿石标本物性测定：岩矿石极化率η 参数用标本泥团法测定，并用露头法对测区内主要岩体电阻率ρ 进行了测定。

表 7-2 电测深供电极距序列表

序号	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
AB/2（m）	1.5	2.5	4	6	9	9	15	15	20	25
MN/2（m）	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	3	3	0.5	3	3
序号	11	12	13	14	15	16	17	18	19	
AB/2（m）	30	40	40	60	60	90	120	150	200	
MN/2（m）	3	3	12	12	3	12	12	12	12	

表 7-3 岩矿石物性标本采集数量表

岩矿石	标本数量	岩矿石	标本数量	岩矿石	标本数量
铜矿石	42	含碳质砂板岩	30	（含砾）钠长石英斑岩	27
锌矿石	45	碳质砂板岩	37	灰岩	12
变砂岩	23	灰岩	12	石英砂岩	14

7.6.1.7 仪器设备检查

野外生产前和工作结束后，均按规范要求对所使用的仪器设备进行了检查。检查结果表明：仪器设备各项性能指标正常，满足设计要求，所获数据质量达到设计精度要求。

7.6.1.8 主要成果和质量评述

通过本项物探工作，在矿区圈出 5 个激电异常，与地质特征相吻合，为工程布置提供了依据，验证效果较好，在矿区西部取得找矿突破。

工作质量经验检查收合格。

7.6.2 瞬变电磁测量

7.6.2.1 工作方法和布置

该项工作以高精度 GPS 确定起止点，罗盘定向，皮尺、测绳量距定点，误差在允许范围内。所有测线、测点均埋设木桩、插旗，标注测线、测点编号。

工作共完成了 194 个点的测量工作，10 个点的检查工作，共计 204 个点。

岩矿石电性参数数据引用激电中梯测量工作所测的数据，从数据中可以明显的看出，铁锌矿石和铜矿石与围岩之间有明显的电性差异，为开展瞬变电磁测量提供了前提条件。

7.6.2.2 仪器设备

TEM 仪器为中南大学研制的 SD-50G 大功率瞬变电磁仪，其主要技术指标为：

工作频率：25Hz、6.26Hz、2.5Hz、0.25Hz；

供电电流：1~50A，供电电压：12~200V；
记录（时窗）时间：0.08~952ms；
叠加次数：2~2000 次；
存储数据量：200 点。

7.6.2.3 质量评述和成果

野外勘查工作参照《地矿部物探规范》、《时间域激发极化法技术规定》（DZ/T 0070－93）、《地面甚低频电磁法技术规程》（DZ/T 0084-93）等的要求。

(1)采用设计的工作方式进行工作。

(2)观测及记录按规范要求。

(3)原始记录按规范规定的格式和内容,在现场如实记录。

(4)质量检查与验证：对原始数据的采集为专门检查与日常质量监控相结合。专门性检查由××实业有限公司安排监督，桂林矿产地质研究院西藏分院负责实施。日常监控主要包括:①每天对仪器性能进行检定记录；②观察过程中操作员自行检查记录；③在 30 分种后对异常和突变点进行重复观察等。

通过本次工作，圈定异常 3 个，为进一步的工程验证找矿提供了参考，结合地质特征和物探异常布置的探槽和钻孔见黄铁矿化带中的铜铅锌矿化体（Zn-9 矿化体）。

以上物探手段了解了矿区地球物理特征，获得了与矿带、矿体有关的异常，为工程布置提供了很好的参考。

7.7 1：50000 水系沉积物测量及其质量评述

在矿区所在区域的成矿有利部位开展，由于工作区成矿标志明显，所以虽然设计阶段采样点布设密度为 4 个点/km^2,但开展 1：5 万测量时相应减少单位面积内的样品数量，而侧重于成矿有利部位附近的采样并考虑周边的背景样品的采集。

采样点的选择遵照以下原则：采样点应尽量选择在一级水系口上，如水系较长，在水系首尾之间增加采样点，使每个采样点控制的汇水盆地面积大致在 0.5—0.25km^2 之间。

水系不发育地段，采样点布在受水面积大的冲沟、凹地中。

重复取样点布设在成矿有利区段中心，重复取样比例为样品总数的 3.5%。

采样点定位：采样点在 1：5 万地形图（1：10 万放大）预先设计标绘，并用其作为野外工作手图。在采样过程中运用 GPS 进行野外定位，参考地形、地物适当移动设计的采样点位。

采样部位、采样物质及其采样方法：采样部位选择在河床底部、水线附近以及干涸河床底的凹地中、有水流的河道，在水流变缓处、水流停滞处、河道转变内侧、转石背后等部位采集样品。本次样品应由采样点附近 2m^2 范围内，3—4 处以 1mm 以下粒度为主的细粒物质组合而成，尽量避免采集表面物质。样品重量＞500g。

野外工作记录采用野外地质记录簿记录，填写内容按记录本所列项目及《地球化学普查规范》之要求，认真、全面、准确填写样品号、位置、地貌水系特征、采样部位、采样介质、样品重量。样品的编号采用流水帐号编号法。

样品采集后及时晒干，过筛，包装，记好与原始样一致的编号于新样袋上，统一包装，填写送样单，再分析测试。

样品由国土资源部成都矿产资源监督检测中心分析测试。

工作针对的异常的主要异常元素 Zn、Cu、Pb、Ag、Bi 是成矿期活跃元素也是勘查评价目标，所以制图阶段仅编制它们的地球化学图，以求达到圈定、缩小与矿（化）体有关的异常和指导找矿的目的。

实际工作结果表明，并无异常形成，所有样品分析结果均在区域背景内，故不单独提交单元素地球化学图和综合异常图。

7.8 样品采集测试及其质量评述

矿区各阶段勘查中采集了基本分析样、光谱全分析样、组合分析样、矿石光片样、岩石薄片样、矿石体重样、矿石物相分析样、水质分析样、岩石物理力学性质样及矿石加工性能试验样等。

7.8.1 采样工作

7.8.1.1 基本分析样

矿区样品的采集按《金属非金属矿产地质普查采样规定及方法》及有关规范执行。

基本分析样品系于矿区探槽、坑道、钻探等探矿工程中采集。基本分析样的采集采用刻槽法和劈芯法。

坑道和探槽内采样时用刻槽法，采样规格 10×5cm。目估品位不稳定，样长控制为1.0m。部分探槽中观察的矿石稳定连续，目估品位变化不大，采样样长定为 2m。样槽顺工程方向布置，取样位置布置在相应位置，采样中铺垫采样布，有效避免了样量损失或外围混入坑道内矿石特征有变化。采样符合相关要求。

钻孔岩矿芯用劈芯法采样，以劈芯机沿岩矿芯长轴方向对称切取 1/2 作为分析样品，样量无损失和不均一情况出现。基本分析样均按分层或矿石类型分采，矿体顶底板各取 1 件围岩样。样长控制在 1.0m 之内，具体长度根据矿层目估品位的不同特征而定，采取对目估矿层平均分配长度的办法，极个别小于 1.0m 或大于 1.0m，但没有大于 1.5m 者，凡钻孔岩矿层底部样长大于 1.5m 者，分成两个样处理。因普查阶段 PD1 坑道扩帮，重新系统采样，预查阶段的该段坑道样不参与计算。为了解矿石的主要有用元素和伴生有益元素含量，作了 Cu、Pb、Zn、Ag 的分析，部分分析了 Au、mFe。样品由西藏自治区地质矿产勘查与开发局中心试验室和西藏××岩矿测试中心分析测试。

7.8.1.2 光谱全分析样

为了解代表性岩矿石的全元素含量，针对性的地采集了岩矿石光谱样，采样方法为在坑道内矿体中合适部位捡块，送西藏自治区地质矿产勘查与开发局中心试验室分析测试。其中，为了解不同岩矿石的全元素含量特征，为成矿作用特征研究提供数据，在坑道内有代表性的连续变化岩性段内采集了系统剖面的不同部位不同岩石进行全元素全扫描光谱分析测试。

7.8.1.3 组合分析样

每个样品由相邻工程构成的同一矿体、同一块段、同一矿石类型的基本分析副样按基本分析样长比例提取采样重量组合而成。本次采样在 3 个钻孔中按矿石自然类型分别采取进行组合，由 9～13 件基本分析样组成，样重 300g。共作组合分析样品 10 件，分析项目根据光谱全分析确定为 Se、Cd、Bi、Ga、In、Co、Sn、S 等 8 种元素。组合分析取样、配样符合相关规范要求。

7.8.1.4 小体重样

小体重样系在探矿工程中系统采取，在代表性工程中对应矿体基本分析样的位置按矿石类型采取，采集比例与矿石类型比例大体一致，连续捡块采取，小体重样采回由×

×岩矿测试中心采用比重法测定。测定方法符合规范。

7.8.1.5 物相分析样及光、薄片样

矿石物相分析样是在坑道内有代表性部位捡块，光、薄片样在矿区钻孔岩矿芯和坑道内采集了不同类型岩石薄片和矿石光片样，均送西藏自治区地质矿产勘查开发局中心试验室分析鉴定。

7.8.1.6 水样及岩矿石力学性能测试样

根据详查阶段开展的水工环工作需要，在矿区分别采取矿坑水、地表水、泉水的代表性水样 6 件，其中全分析 4 件，简分析 2 件。采样方法：将新的 250ml 塑料壶，在采样地用所取水冲涮 3 遍以上，采取水样时，缓慢地将水注入壶中，严防杂物混入，并留 10～20mm 空间，水样取好后，立即封好壶口，填好水样标签，当天送西藏自治区地质矿产勘查开发局中心试验室分析。

对岩矿力学试验试样的采取主要在矿体顶底板进行，具有代表性。采样要求为 10×10×10cm^3 的立方体，每一项试验试样不少于 3 个，共采集 3 组 27 件，在采取抗压强度试验的立方体样品时，标明了它们的产状和层面。送宁夏地质矿产中心实验室测定。

水样由西藏自治区地质矿产勘查开发局中心试验室完成测试，岩矿力学性质测试样由宁夏地质工程勘察院承担测试工作。

水样、岩矿力学性质测试样的采样、测试是按国家规范开展的，符合规定程序，达到了为矿区开发设计提供基础数据的目的，工作质量合格。

7.8.1.7 矿石加工性能试验样

勘查中，西藏××矿业有限公司在 PD1、PD3 坑道及其沿脉、各穿脉揭露控制的矿层内采取了大样，大样由 95%的不同特征的矿石和各矿样所在矿层两侧 5%的围岩组成。共采集两次，每件样总质量为 500kg。其一件是普查阶段由西藏××岩矿测试中心进行试验研究，另一件是详查阶段采集并委托湖南有色金属研究院开展实验研究。两者结果差别不大，由于后者开展得更全面、系统、权威，因此本勘查报告采用后者成果。

由于实验样是在勘查过程中采集的，各矿石类型比例和围岩等配矿品位参考矿体中上部品位，可以代表当时掌握的矿体矿石特征，原矿样分析品位为 Zn6.82%、Cu0.35%。原矿品位铜略低于矿床平均品位，而锌略高于矿床平均品位，主要是矿床深部锌矿化减弱而铜矿化增强的原因，但仍比较接近，代表性较好，其结果可以作为实验和评价依据。

湖南有色金属研究院依据矿石性质特点，开展了大量探索性试验，确定了工艺流程。

7.8.2 样品的加工

基本分析样样品加工按破碎、过筛、拌匀、缩分四个步骤进行。

样品加工采用德国 RETSCH 公司生产的 BB200 型鄂式破碎机碎至 1mm，严格按公式 $Q=Kd^2$（其中 K 取 0.2）缩分，副样保存；正样再经德国 RETSCH 公司生产的 PM400 型球磨机磨至 0.097mm 后分取 100g 进行分析化验，剩余样品作为分析副样保存。

加工质量检查主要针对制样损耗率、缩分误差、样品的过筛率和均匀性进行。粗、中、细三个阶段的制样平均损耗率分别为 0.69％、0.69％、1.38％；缩分误差均小于 3％。按 3％的比例进行过筛率和均匀性检查，检查合格率为 100％。第一次缩分抛弃样品按 3％的比例检查。分析误差按铜锌矿质量要求计算，合格率为 100％。

7.8.3 样品的分析化验及鉴定等

矿区所有分析化验样品均由西藏自治区地质矿产勘查开发局中心实验室及西藏××岩矿测试中心分析测试。基本分析、组合分析样品的化验严格按《地质矿产实验室质量管理规范》（DZ0130.1－2006）、DZG20.01－91 和 GB/T14353-93 以及 DZG93－01 执行。测试方法：西藏地勘局中心实验室主要是发射光谱法，仪器是美国 PE（PerkinElmer）公司生产的 Optima 5000 型电感耦合等离子体发射光谱仪（ICP－OEX）。××岩矿测试分析中心主要是原子吸收法，仪器是日本生产的日立 Z－5000 原子分光光度计。

基本分析项目：Cu、Zn、Pb、Ag，部分分析了 mFe、Au 元素。基本分析结果见附表 10。

预、普查阶段的样品由西藏××岩矿测试中心分析测试，详查阶段的样品 672 件由西藏××岩矿测试中心分析测试，316 件由西藏自治区地质矿产勘查开发局中心实验室分析测试。

内检：按基本分析样的 10％比例随机抽取，由项目组重新编码送原实验室分析。本次详查阶段抽取内检样 110 件，占基本分析样的 11.13%。Cu 内检超差 4 件，合格率为 96.36％，其中正偏差 2 件，负偏差 2 件，无系统误差；Pb 内检超差 5 件，合格率为 95.45％，其中正偏差 3 件，负偏差 2 件，无系统误差；Zn 内检超差 5 件，合格率为 95.45％，其中正偏差 3 件，负偏差 2 件，无系统误差；Ag 内检超差 5 件，合格率为 94.54％，其中正偏差 2 件，负偏差 3 件，无系统误差。内检样品数量及测试结果符合要求。内检样品相对偏差检查结果见附表 8。

外检：按基本分析样品数量的 5%抽取送外检，以检查基本分析样品总体分析质量是否符合规范规定的精度要求。详查阶段实际送检 51 件，占本阶段基本样品总数的 5.16％。外检因 Pb 元素含量很低，故未测定。外检由西藏自治区地质矿产勘查开发局中心实验室和成都岩矿测试中心分别测定。其外检结果为：样品 Cu 分析合格率为 93.68％；Zn 分析合格率为 97.56％； Ag 分析合格率为 90.24％。Cu 、Zn、Ag 的分析合格率符合精度要求，无系统误差存在，说明测试结果是可靠的。外检样品相对偏差检查结果见附表 9。

按 DZ0130.1－2006 要求，内、外检合格率达到要求，基本分析质量是可靠的。

组合分析样：分析的项目有：Se、Cd、Bi、Ga、In、Co、Sn、S。组合分析样分析结果见插插表 4-2。未作内、外检分析检查。

矿区岩、矿石种类、热液蚀变和矿化比较简单，一般在地质剖面测量、地质填图、工程编录中采取岩矿鉴定标本。鉴定内容包括岩、矿石矿物成分、嵌布特征、粒径及其含量、结构、构造等，并据肉眼观察结合室内鉴定结果对岩、矿石进行分类、命名。基本查明了矿区岩（矿）石类型和矿石矿物成份、共生组合、嵌布特征及结构、构造等，主要有用组分的赋存状态亦基本查明。为确定矿石类型、围岩和夹石种类、地层界线，同时为研究矿床成因、矿化富集规律和加工技术条件，提供了可靠的资料。

据西藏自治区地勘局中心实验室对水样测试，矿坑水符合 GB3838—2002《地表水环境质量标准》（II），不会对地下水、地表水的水质产生污染。地表水符合 GB3838—2002《地表水环境质量标准》（I），泉水符合 GB5749—2006《生活饮用水卫生标准》。据宁夏地质矿产中心实验室对岩矿力学测试结果：钠长石英斑岩和矿石为硬质岩石，炭质砂板岩为软质岩石。水样、岩矿力学性质测试样的测试是按国家规范开展的，符合规定程序，达到了为矿区开发设计提供基础数据的目的，工作质量合格。

样品采集与测试工作方法和质量符合相关规范要求。为确定矿石特征、品位、体重、选冶性能等重要数据提供了基础，也为成矿作用研究提供了参考数据。

7.8.4 样品测试单位资质情况说明

西藏自治区地质矿产勘查开发局中心实验室为国家计量认证合格单位，拥有国土资

源部颁发的岩矿鉴定、岩矿测试甲级资质等，人员配备齐全、设备齐全完好、制度完备，完全有资格承担我公司委托开展的岩矿石样品化学分析测试、组合分析测试、岩矿石光谱全扫描分析、矿石物相分析和岩矿石光薄片鉴定任务。西藏地勘局所属各地质队等实体和西藏各大矿业公司以及中国地调局青藏项目很多项目的样品分析测试均由该单位承担，未发生过质量问题。

西藏××岩矿测试中心是西藏××矿业有限公司的下属机构，具有岩矿石鉴定与岩矿测试丙级资质，专门承担公司地质勘查项目岩矿石样品分析测试试验和选矿厂样品分析测试任务，从 2008 年起，由于选矿厂生产任务重，测试的生产样品多，勘探项目的样品基本不再送该中心测试，而是主要由西藏自治区地质矿产勘查开发局中心实验室承担测试。

宁夏地质矿产中心实验室具有国土资源部颁发的岩土测试甲级资质，长期从事岩石力学性质样试验测试工作。

7.9 地质编录及其质量评述

地质测量和水系沉积物测量观察记录用野外记录薄记录。前者主要记录内容有地质点号、点性、点位、露头情况和地质特征（岩石名称及特征、蚀变及矿化特征、岩脉特征、地质界线特征及其产状、路线地质、地质界线及构造的连接）。后者主要记录采样点的基本地质地貌情况及采样介质等情况。各种地质资料逐日整理并补正文字记录、编制实际材料图。工作结束后在电脑上利用 GIS 软件制成实际材料图和地质图及水系沉积物测量元素地球化学图。

1：5000 激电剖面测量、瞬变电磁测量和大地电磁勘探在野外测量时以数字化数据采集仪进行自动化数据采集，获得数据后采用专业软件进行全自动数据处理成图。

探槽编录文字描述内容为探槽号、位置、施工目的、施工结果、质量情况、工程土方量和地质特征及地质小结。其中地质特征叙述包括第四系堆积物特征、矿转石的矿石（岩石）特征、岩矿石特征和蚀变及界线特征等。对于见矿的工程，在编录完毕后立即编制探槽素描图，并在获得样品分析结果后马上进行修正。由于探槽规模较大，矿石类型简单连续，故而样长采用 2.0m。对于未见基岩者不作素描图。

平硐地质编录工作随工程施工进展而进行，采用压顶法编绘 1：100 平硐展开图。编录时先进行坑道排烟通风，再逐段检查坑内安全情况，主要是坑内岩石的破碎情况、完整性和渗水情况，然后正式地质编录，起点即坑口处硐顶中心打桩标记（同时也作为工程起点）。编录内容包括工程号、施工目的、施工期限、起点位置、平硐方向、坡角、断面规格、质量评述、地质描述及展开图，地质描述内容主要包括逐段（导线，换算成与坑口起算点的距离）岩矿石特征、矿化、蚀变、构造、裂隙、产状、地质体形态、接触关系及其它简要水文地质和工程地质等地质现象。在获得样品分析结果后进行完善。

钻孔地质编录工作随工程施工进展而进行。编录内容包括工程号、施工目的、施工期限、钻孔基本参数、质量评述、地质描述、采样及柱状图编制，地质描述内容主要包括分层岩矿石特征、矿化、蚀变、构造、裂隙、轴心角、接触关系及其它简要水文地质和工程地质等地质现象。根据野外编录编绘 1：100 钻孔柱状图，并结合样品分析结果进行修改。

水文地质工作是在地质工作基础上进行的。以河流、沟谷和天然或人工露头的泉、钻孔、坑道等调查为重点。记录描述矿区的地形地貌特征，在基岩露头好的各岩性层位以及坑道壁或撑子面上作裂隙统计。观察路线和观测点根据地质、地貌、构造、水文地质合理布置，对具代表性的观测点采用记录本进行了详细的记录描述，并采集具代表性的

水样作水质分析。记录描述的主要内容为：泉点记录描述泉水为上升泉还是下降泉，流量、出水层位、岩石名称、水温、气温、水色、嗅、味、透明度，沉淀物、泉水是否被利用、泉点附近地形地貌等；钻孔记录描述水位、出水岩层、岩石名称，了解或实测涌水量，水温、气温、水色、嗅、味、透明度，是否被利用。坑道记录描述其形状、大小、有无积水或流水、水量、水温、气温、水物理性质，所处地层层位，水的来源等。河流及沟溪。记录描述枯、洪水位标高，一般流量、最大流量、物理性质、利用情况等。

钻孔简易水文观测编录工作由机台负责实施，应及时、真实的作好观测记录，水文地质人员对观测质量进行监控。详细观测、记录了钻进过程中孔内涌水、漏水、孔壁垮塌、掉块、涌砂、消耗量、清洗液颜色变化、水温变化、缩径、钻具自动下落的准确孔深等情况。

工程地质工作与水文地质工作相互结合进行。充分利用探矿工程（钻、槽、坑道）进行工程地质编录。用罗盘、尺子测定断层破碎带、节理、裂隙的产状、宽度、密度，调查充填和积水情况。用力学试验测定主要岩石、矿石的力学性质。利用钻孔岩芯测定RQD 值。调查软弱夹层及风化层的分布。评价对矿床开采的影响。对露天边坡的岩石产状和山体的倾向、坡角用罗盘进行测定。对露天边坡的稳定性提出评价意见。对矿区工程地质条件的复杂程度进行初步评价或了解。

环境地质工作：调查植被覆盖率，检测岩石、矿石和地下水中对人体有害的元素及其他有害气体的成分、含量情况，搜集地震、泥石流、滑坡、泥石流等地质灾害的有关资料，分析对矿山生产的影响。预测矿山开采对本区环境、生态可能产生的影响。通过调查，评估确定矿区地质环境类型。

各项工作的采样编录与地质记录同时开展并记录各要素。样品地质记录除标注于相应工程记录、工程素描图和展开图及采样平面图外，还填写采样记录表、标本签、送样单等，收到分析结果后编制相应图表。

编录过程符合地质矿产行业标准《固体矿产勘查原始地质编录规定》（DZ/T0078－1993）及中国地质调查局地质调查技术标准（DD2006－01）《固体矿产勘查原始地质编录规程》及有关制度、设计等的要求。

7.10 资料整理与图件编制

7.10.1 资料整理

资料整理始终贯穿于普查工作的全过程，是报告编写的前期主要环节，为保证项目工作资料的完整、准确、可靠，工作时侧重于以下几个方面。

1、各类原始图件、原始记录、编录、登记册等均在工作进行时及时、准确地整理，做到文、图、表相吻合。

2、各类传抄数据、估算数据均进行了 100%复查。

3、各类图件均以鉴定测试成果为依据作了系统修改完善。

4、资料整理严格执行三级工作质量检查验收制度，发现问题，及时修改，保证了工作质量。

7.10.2 1：50000 区域地质草测实际材料和地质草测图

根据工作开展情况，将所有开展的工作项目、地质路线和观测点位置及编号、地质体和界线及构造等内容综合反映于图中，制成实际材料图。

在室内资料整理中，根据 1：50000 区域地质草测实际材料图适当减去地质路线和观测点位置及编号等内容编制成 1：50000 区域地质草测图。

地层和岩体侵入时代依据 1：25 万当雄幅区域地质调查资料确定。

7.10.3 1：10000 地质草测实际材料和地质草测图

根据预查阶段工作开展的实际情况，除了全部的地质要素外，还将所有开展的工作项目、地质观测点位置和编号、工程位置和编号等综合反映于图中，制成实际材料图。

1：10000 地质草测图是根据预查阶段工作的地质草测资料和探槽、平硐资料和物探异常资料编制而成的。

地层和岩体侵入时代依据 1：25 万当雄幅区域地质调查资料确定。

7.10.4 1：2000 地质简测实际材料和地质简测图

根据普查和详查阶段工作开展的所有工作情况，除了全部的地质要素外，还将所有开展的工作项目、地质路线、观测点位置和编号、勘探线、工程位置和编号、采样位置和编号以及该范围内开展的物探工作情况等综合反映于图中，并在图的下方安排地质剖面，制成实际材料图。

1：2000 地质简测图是根据普查阶段开展的地质简测和探槽、平硐资料和物探异常资料综合编制而成的。

地层和岩体侵入时代依据 1：25 万当雄幅区域地质调查资料确定。

7.10.5 1：5000 激电中梯测量图件

根据野外采集的数据，利用行业专业软件自动生成各种图件。实际工作中使用的成图软件包括汉化 Surfer 和 AUTOCAD。

由于本项工作是我公司委托重庆南江地质工程勘察院成都分院承担完成的，其提交的资料中的单位名称“重庆南江地质工程勘察院成都分院”不宜出现在本报告的图件责任栏内，将项目单位更换为“西藏××矿业股份有限公司”。

7.10.6 瞬变电磁勘查成果图件

根据野外采集的数字化数据，利用行业专业软件自动生成图件。实际工作中使用的成图软件为 Grapher 处理程序。

本项工作是我公司委托桂林地质矿产研究院西藏分院承担完成的，我公司获得数据后与该分院技术人员一道进行野外检查核对，根据验证结果双方再开展研究，进行异常的再解释推断。

本成果图件图面简单，范围小，作为插图处理，并在地质简测图上表示各勘查线位置和异常位置与形态。

7.10.7 1：2000 工程分布与采样图

根据测绘技术资料提供的测量成果及所有探矿工程数据和采样编录资料，在含工程分布内容的 1：2000 底图上，增加采样位置、采样编号和样品分析结果等内容，并删除地形内容以简化图面结构，综合绘制成 1：2000 工程分布与采样图。

普查阶段的工程平面图包括矿区东段的工程，但本详查阶段仅涉及西部和北部，而

且与资源储量有关的仅为西部，故而编制矿区西部工程与采样平面图。东部及北部工程反映于地质简测图和草测图上。

该图的地下平硐部分内容为水平投影到地表位置所得。

7.10.8 1：1000 资源量估算纵投影图

根据测绘技术资料和探矿工程资料及样品分析结果综合编制。

根据各见矿工程所见矿层产状计算，主要工程控制地段的矿体倾向北东，倾角陡，而工程方向为 55 度或 235 度，故而按 55 度方向投影（投影图方向相应为 145 度），作纵投影图估算块段和矿体、矿床的资源量。

按测绘资料和工程施工数据及投影图的投影方向确定探矿工程见矿中心点在投影图上的投影位置，每个工程标注单工程的矿体投影水平厚度和平均品位等参数。以直线连接各见矿工程作为块段边界，地下部分的矿体按规范从见矿工程合理外推并按工程控制情况划定资源储量类别块段界线，在每个块段内标明其编号和估算参数。

7.10.9 1：1000 勘探线剖面图

为了反映矿体在横剖面上的特征，掌握矿体的空间形态，在勘探线测量成果基础上，根据地表探槽工程和浅部坑道、深部钻孔工程揭露情况，并结合样品分析测试成果，编制了矿区勘探线剖面图。

剖面图较好地显示了矿体产出部位和剖面上的地质变化情况及地质体的相互关系、相对位置。

7.10.10 1：1000 中段平面图

为了直观反映矿体在不同标高的水平形态特征，以便了解其变化趋势，根据坑道资料编制了 4600、4656 两个中段平面图。

中段平面图是根据坑道揭露情况编制的，即在展绘坑道平面分布形态的基础上，结合平硐编录情况和样品分析结果及矿体产状，以光滑弧线圈连工程上的矿体边界并外推。

7.10.11 探槽素描图

按野外常规作图方法和要求编录，探槽地质情况简单，按一壁一底素描素描，编槽壁时，用皮尺作为水平标尺，从槽壁起点水平拉到另一头，用小钢尺作为垂直标尺，按一定间距测出地形和地层界线，按比例绘制图上。槽底的素描用投影法绘制，并注明矿体和岩层的产状及样品内容。

由于矿区施工的探槽规模大，地质条件简单，大部分探槽所绘制的素描图比例尺为 1：200，另部分比例尺为 1：100。

未达地质目的的、未见基岩的探槽不作素描图。

7.10.12 1：100 平硐展开图

施工的探矿坑道分为穿脉和沿脉两种。坑道素描采用压顶法，两壁外倒，顶下塌。素描时，将皮尺拉在中线壁上，用小钢尺作垂直标尺测定坑壁上和顶板上的地质界线，按比例绘于素描图上，素描顶板采用自然产状投影的方法绘制。

展开图包括坑口坐标、坑的方向、长度标尺等地理特征要素和地质内容。地质内容

包括分层地质体、地质现象、界线、构造、产状等，地质体和地质现象要素包括岩矿石地质体和变质或蚀变作用现象的花纹及颜色、岩矿石、变质或蚀变作用代号等，按实际采样方法标示样品采集位置和样品号。在适当的地方安排样品分析测试结果。

在编录和样品测试成果基础上，提交穿脉、沿脉坑道展开图，在展开图中合适部位标示 1：1000 坑道总体平面形态示意图，以反映图中各段的相对位置，便于使用。

由于沿脉坑道地质情况简单单调，为矿体内坑道，不提交其素描图。

7.10.13　1：100 钻孔柱状图

钻孔柱状图包括勘探线号、孔号、施工目的、孔口坐标、钻进方位、倾角、施工期限、孔深等钻孔基本要素和地质内容。地质内容包括分层地质体、地质现象、界线、构造、样品分析结果等，地质体和地质现象要素包括岩矿石地质体和变质或蚀变作用现象的花纹及颜色、岩矿石、变质或蚀变作用代号等。

在原始编录基础上结合样品测试成果进行矿与非矿的分层位置和矿石类型修正。

7.10.14　水文和工程环境地质图

水文地质图主要内容：（1）根据地下水类型及富水性情况，在地质图上进行分区。（2）将矿坑水位置、涌水量、矿化度及季节性河流测点位置、流量、矿化度等上在图上。（3）根据调查标出地下水的流向。（4）编制综合水文地质柱状图。（5）切水文地质剖面图。

工程环境地质图主要内容：（1）根据工程地质条件，在地质图上进行分区。（2）将坑道、探槽的位置及编号和钻孔位置、编号及孔深上在图上。（3）在图上标出岩样取样位置。（4）将调查来的植被覆盖率上在图上。（5）编制综合工程环境柱状图。（6）切工程地质剖面图。

以上工作均按有关规范、规定和设计严格执行，满足工作要求。各项野外工作都根据实际情况结合公司规划开展。

野外工作经验收合格（附件 8）。

室内整理是在野外成果及实验测试结果的基础上根据资料综合整理要求开展的。

最终在全面的资料整理的前提下，按《固体矿产勘查/矿山闭坑地质报告编写规范》（DZ/T0033—2002）的要求编写本报告。

第 8 章 资源量估算

资源量估算的标准要求，按《固体矿产资源/储量分类》（GB/T17766－1999）和《铜、铅、锌、银、镍、钼地质勘查规范》（DZ/T0214—2002）（以下简称《规范》）执行。

8.1 工业指标

本矿床为硫化矿床，参加资源量估算的矿体边界品位、工业品位、可采厚度等参数，依据《规范》中坑采硫化铜矿和硫化锌矿的有关工业指标及参数确定。

边界品位：Zn 0.5%， 或 Cu 0.3%；

最低工业品位：Zn 1.0%， 或 Cu 0.4%；

矿床平均品位：Zn+Cu 6.0%；

最小可采厚度：1m；

夹石剔除厚度：2m；

矿床伴生有益组分品位要求 银 Ag 2g/t，

镉 Cd 0.01%，

镓 Ga 0.001%，

硫 S 4.00%。

8.2 资源量估算方法及其依据

矿体规模为中型，矿体形态简单，倾角陡，平均产状为 77°倾角，品位较均匀型矿床。矿体地表有探槽控制，地下平硐和钻孔控制，可以采用地质块段法的垂直纵投影法估算资源量。

由于矿体主体部分是由 36、44、50、58 四条勘探线剖面的钻孔工程及其间的坑道工程揭露控制的，该地段矿体总体走向为北北西—南南东向，在 145-150°之间，近于直立，与 36、44、50 勘探线基本垂直相交，勘探线方向为 55°。故而估算时以 55°为标准投影方向，以 145°为矿体标准走向，即投影面的走向为 145°。将所有工程控制的矿层中心和矿体倾向、走向的尖灭点按 55°—235°方向及对应高程投影到 145°纵投影面上，获得唯一、确定的投影点，作为资源储量估算的依据，也由于是投影的原因，资源量估算图上各拐点与控制工程的间距不是整 40m，而是小于 40m。将各投影点按不同网度即控制即控制程度就近圈连块段，分块段、分类别估算资源量。

将各工程控制的矿层视厚度换算成真厚度，并按各工程控制的真厚度及其对应的品位计算块段品位，将各工程的真厚度换算成 55°方向的水平厚度，与纵投影图上的对应面积计算块段体积。

具体估算方法是以工程控制和推断的块段厚度和块段纵投影面积求取体积，再与体重、品位求得块段矿石和金属资源量，并进行块段和类别分类：

$$V=T\cdot S$$

$$Q=V\cdot d$$

$$q=Q\cdot c$$

式中，V—块段体积，T—块段平均水平厚度，S—块段垂直纵投影面积，Q—块段矿石资源量，d—块段矿石体重，q—块段金属资源量，c—块段加权平均品位。

在计算厚度时对 PD3CM3、PD1 和 PD1CM4 坑道及 ZK501 钻孔矿层的夹石进行剔

除，不参加计算。

矿体资源储量为该矿体各块段资源储量之和，矿床资源储量为各矿体块段资源储量之和，矿床品位为金属资源储量与矿石资源储量之比，而矿床平均厚度为矿床体积与矿体投影面积之比并进行产状校正。

8.3 资源量估算主要参数的确定

8.3.1 单工程参数

单工程矿体水平厚度由工程控制的见矿长度和产状按三角函数换算成真厚度（以计算块段品位），并换算成纵投影图投影方向（与纵投影面垂直）的水平厚度（附表 13）：

$$l=m\bullet\csc\beta\bullet\sec(\alpha-55^\circ)$$

式中 l 为单工程矿体 55°方向水平厚度，m 为单工程矿体真厚度，β 为单工程矿体倾角，α 为单工程矿体倾向，55°为矿床主体部分总体倾向，也是投影方向（纵投影图投影方向 55°，剖面方向 145°）。

由于矿区坑道和探槽采样工程样槽方向与矿体倾向相反，所以单工程控制的单样真厚度和矿体厚度采用以下万能公式计算（附表 10、11）：

$$l=\sum_{i=1}^{n}li$$

$$li=D(\sin\alpha\bullet\cos\beta\bullet\sin\omega+\cos\alpha\bullet\sin\beta)$$

式中：l—样品控制的单工程总厚数（代表单工程矿体真厚度），l_i—单样真厚度（m），D—单样长度（m），α—工程控制的矿体平均倾角，β—样段坡角，ω—样段方向与矿体平均倾向夹角。

钻孔中，根据钻孔倾角、钻进方位和矿体产状计算单工程控制的单样真厚度和矿体厚度，其中矿体产状的倾向是根据见矿中心所在标高临近所有工程控制矿体总体走向变化趋势确定特定单工程控制矿体的局部走向、倾向，倾角为剖面上的矿体视倾角换算成真倾角。其使用的公式亦为（附表 10、11）：

$$l=\sum_{i=1}^{n}li$$

$$li=D(\sin\alpha\bullet\cos\beta\bullet\sin\omega+\cos\alpha\bullet\sin\beta)$$

式中：l—样品控制的单工程总厚数（代表单工程矿体真厚度），l_i—单样真厚度（m），D—单样长度（m），α—工程控制的矿体平均倾角，β—样段坡角，ω—样段方向与矿体平均倾向夹角。

单工程平均品位根据单样分析结果和单样真厚度采用加权平均法求得（附表 10）：

$$\bar{c}=\sum_{i=1}^{n}Mi\times ci/\sum_{i=1}^{n}Mi$$

式中，$\bar{c}$ 为单工程平均品位，Mi 为单样真厚度，ci 为单样品位，i 为圈入矿体的单工程样品数。

规范规定，单样分析结果高于矿床平均品位 6-8 倍时，按特高品位处理。根据样品分析结果，本矿区矿体主要有用元素铜、锌含量比较均匀，根据规范要求，取下限，即

本矿床中单样分析结果高于矿床平均品位 6 倍时，应进行特高品位处理。在本矿区发现高于平均品位 6 倍的特高品位，因此，资源量估算过程中必须进行特高品位的处理。具体办法为：用特高品位参加其所影响到的单工程平均品位计算，再用计算出的单工程品位代替该特高品位参与单工程、块段和矿体、矿床的储量重新估算。

也就是本次资源量估算过程包括了两次估算过程。第一次资源储量估算为预备阶段，目的是确定特高品位处理前的矿床平均品位，经计算，分别为 Zn6.91%，Cu0.60%，从而确定特高品位底限为 Zn41.46%，Cu3.60%。实际计算中，发现锌只有一个特高品位，而铜较多（表 8-1），这主要是因为锌矿化均匀，铜矿化不均匀造成的。进行上述特高品位处理后，再进行正式的资源量估算。

表 8-1 ××矿区资源量估算特高品位一览表

矿体号	工程号	样品号	分析品位（Wt%）		计算品位（Wt%）	
			Zn	Cu	Zn	Cu
Zn-1	PD1CM5	H11		5.10		0.57
Zn-1	PD3	H68		4.04		0.71
Zn-1	PD3CM2	H14		3.84		1.13
Zn-1	PD3CM2	H17		5.07		1.13
Zn-1	PD3CM2	H18		7.42		1.13
Zn-1	PD3CM2	H52		4.68		1.13
Zn-7	ZK363	H9		5.18		1.93
Zn-1	ZK363	H68		6.83		0.94
Zn-6	ZK365	H11		3.84		5.42
Zn-6	ZK365	H12		7.06		5.42
Zn-6	ZK365	H13		12.7		5.42
Zn-6	ZK365	H14		8.62		5.42
Zn-1	ZK441	H24		4.68		0.38
Zn-1	ZK441	H28		4.28		0.38
Zn-1	ZK441	H141		4.22		0.38
Zn-1	ZK501	H84		6.30		1.37
Zn-1	ZK501	H85		5.56		1.37
Zn-1	ZK501	H86		3.96		1.37
Zn-1	ZK581	H6	45.36		8.21	
Zn-1	ZK582	H50		5.50		3.55
Zn-1	ZK582	H53		7.74		3.55
Zn-1	ZK582	H54		15		3.55
Zn-1	ZK582	H55		17.06		3.55
Zn-1	ZK584	H9		4.06		1.17
Zn-1	TC5	H9		4.30		1.73
Zn-1	TC5	H10		4.76		1.73
Zn-1	TC6	H4		4.62		1.11
Zn-1	TC6	H5		4.33		1.71
Zn-1	TC6	H6		4.21		1.71

8.3.2 块段参数

块段纵投影面积在矿体垂直纵投影图上直接以 GIS 软件求得并取整数（附表 16）。

块段水平厚度为参与计算的各单工程控制矿体的水平厚度的算术平均值，按以下公式计算（附表 15）：

$$\overline{D} = \sum_{i=1}^{n} Di / \mathrm{n}$$

式中 $\overline{D}$ 为块段平均水平厚度，D*i* 为各工程的单工程水平厚度，n 为涉及的单工程数。

由于外推为平推，外推块段水平厚度亦为上述平均厚度。

块段平均厚度采用参与该块段计算的各单工程厚度算术平均值，块段平均品位采用块段内各单工程平均品位和厚度加权平均求得（附表 14）：

$$\overline{H} = \sum_{i=1}^{n} Hi / \mathrm{n}$$

$$\overline{C} = \sum_{i=1}^{n} HiCi / \sum_{i=1}^{n} Hi$$

式中 $\overline{H}$ 为块段平均厚度，*Hi* 为各工程的单工程厚度。$\overline{C}$ 为块段平均品位，*Ci* 为各工程的单工程平均品位。n 为涉及的单工程数。

8.3.3 矿体参数

矿体平均品位采用矿体金属资源量除以矿体矿石资源量求得（附表 18），矿体平均厚度由总体积除以总投影面积并进行矿体平均倾角换算成倾斜的真厚度（附表 19）。

矿石体重为实验室测定，由于各工程的体重样测试结果较为接近，可以取各小体重样品测定值的算术平均值（3.25t/m^3）代表矿体体重参与资源储量估算（附表 12）。

8.3.4 参数单位和有效值

1、矿石品位：Zn、Cu、Cd、Ga、S 为质量百分值（Wt%），Ag 亦为质量百分值（g/t），分析时取位到小数点后两位有效值，计算时也保留到小数点后两位有效值。

2、体重值：单位为 t/m^3，保留到小数点后两位数。

3、厚度：以 m 为单位，保留到小数点后两位数，由于涉及资源量估算时可能因单工程真厚度和单样真厚度计算之间四舍五入次数差别导致的累计真厚度的差别，在计算单样真厚度时保留到小数点后四位，最后计算单工程厚度时保留到小数点后两位，从而避免单工程矿体厚度计算表（表 11）和岩矿石化学样分析成果与单工程矿体厚度、平均品位计算表（表 10）的矛盾。

4、断面面积：以 m^2 为单位，取整数。

5、块段体积：以 m^3 为单位，取整数。

6、矿石资源量及硫量：估算过程以吨为单位，取整数，汇总性表述以万吨为单位。

7、金属资源量：以 t 和 kg 为单位，取整数。

8.4 矿体圈定及外推

矿体的圈连是根据矿床地质特征、控矿因素和矿体变化规律及规范要求进行的。

在单工程内矿体样品分析结果达到边界品位（Zn≥0.5%或 Cu≥0.3%）、单工程平均值达到最低工业品位（Zn≥1%或 Cu≥0.5%）而且矿体平均混合品位 Zn+Cu≥5%，厚度大于 1m 的圈连为矿体。在厚大矿层中个别单样分析品位小于边界品位，但由于其真厚度小于剔除厚度、开采时不予剔除的也按规范中附录 F 的“对夹在矿体中厚度不大，且分布零星难以分采的低品位矿，则无须单独圈出，而应圈入矿体中参与矿体厚度和平均品位估算”的说明一并参与厚度和品位计算。

在地质图、中段平面图和勘探线剖面图上用平滑弧线连接矿体边界，在资源量估算纵投影图上以折线连接各尖灭点，圈定矿体空间形态。

虽然矿体的外推可以分为有限和无限外推，但由于矿区圈定矿体的外缘工程间距没有小于基本工程间距一半者，按四分之一平推原则，本矿区矿体的外推实际上只有向外平推 20m 一种形式。当外缘无工程控制的可以按沿走向和倾向各外推四分之一个基本工程间距（走向斜长 20m 和倾向斜深 20m）的原则按地质规律向外平推。而外缘有未见矿工程且工程间距不小于基本网度的也向外平推基本工程间距的四分之一（走向斜长 20m 和倾向斜深 20m）。当单工程真厚度接近可采厚度时，则不再外推，涉及此种情况的有 Zn-1 矿体的 ZK583 钻孔，其控制的真厚度仅 1.56 米，而且品位低，即不再外推。

矿体中的夹石是根据工程控制情况确定的，在确定矿体时，单独按地质规律圈定夹石，在计算厚度时直接予以剔除，夹石不参加厚度计算，包括 PD3CM3、PD 和 PD1CM4 坑道及 ZK501 钻孔矿层内的夹石。

8.5 块段划分

资源量估算中块段划分原则是根据矿体不同部分控制程度不同、所处空间位置的不同、金属元素的分布情况不同而进行划分。

Zn-1 矿体内，有符合基本勘探网度工程控制且相连的部分，按就近以相近的、网度接近的划分为一个块段（Zn-1 矿体的 332Ⅰ-332Ⅸ），矿体内有工程控制且相连但工程网度大于基本勘探网度的部分就近单独划分为一个块段（Zn-1 矿体的 333Ⅹ、333Ⅺ块段），控制部分和工程圈定的推断部分以外的外推部分（推断）按相邻工程相连并向外平推四分之一基本工程间距为一个块段（Zn-1 矿体的 333Ⅻ-ⅩⅦ块段）。

Zn-3 矿体只有 4600 中段的 PD3、PD3CM2 坑道和 ZK361、ZK441、ZK442 孔见矿，中部有工程控制但由于工程间距不均匀，对其深部由钻孔控制、网度较密的、达到控制网度的划分为 332 块段 332Ⅰ，对上部坑道和下部钻孔工程之间揭露网度过大的，划分一个块段 333Ⅱ，钻孔和坑道外推的块段分别为 Zn-3 矿体的 333Ⅲ—Ⅶ块段）。

Zn-5 矿体只有两孔见矿揭露，则仅划分为孔间块段(333II)和外推的块段(333I 和 333III)，Zn-6、7、8 矿体只有单孔见矿揭露，均只归为一个块段，均为 333I 块段。

由于控制住矿体的探矿工程数量和间距适中，在本次资源储量估算中，对均匀矿化的主要矿化元素 Zn、Cu 和伴生元素 Ag 采用所有工程均参与估算并统一划分块段的办法。

块段编号方法是根据工程控制程度和便于使用角度编号，即采用块段类别加块段顺序号的方法。在投影图上从上而下，从左而右编号。比如控制部分的第一内蕴经济的储量块段编号为 332Ⅰ，推断部分的第十一块段编号为 333Ⅺ。

8.6 资源量分类

根据矿区矿床特征、矿体控制程度并结合《固体矿产资源/储量分类》（GB/T17766—1999）的规定，矿床资源储量类型的确定是根据 3 个条件划分的，即地质可靠程度、可行性评价和经济意义情况划分。

本矿床矿体中心和地表部分的资源已经达到控制程度，其外推部分是推断的；就矿区铜锌矿资源开发开展了概略可行性研究；矿体资源储量的经济意义未经开发和详细论证证实，经济意义是内蕴的。

综上所述，本矿区有工程控制且工程间距小于控制间距的控制部分资源储量类型应该划归 332 类，而虽然有工程控制但工程间距大于控制间距和矿体的由控制工程外推的推断部分为 333 类。

根据矿区矿体控制特征，矿石和主矿化元素锌、共生元素铜及主要伴生元素银资源储量的空间分布特征主要受控制程度制约。控制部分资源储量分布于矿体中部和上部至地表地段；而推断的资源储量则分布于矿体深部和走向上的外推部分。

除主要伴生元素银外，其他伴生有益组分镉、镓、硫没有参与岩矿石化学基本分析，其品位是根据矿石组合样分析品位确定的，其金属资源量是根据矿床矿石量和对应组合样分析品位求得的，这些伴生有益组分的资源量类型划归 333 类。

8.7 资源量估算结果

本次资源量估算日期截止 2009 年 8 月 31 日，估算范围（图 1-3）位于矿区西部 X，Y，面积 140000m^2，标高 4370-4770m 范围内。

在矿区探求控制的和推断的资源量（332+333）为矿石量 673.55 万吨（表 8-2，附表 17、附表 18），其中控制的 443.79 万吨，占总资源量的 65.89%，推断的 229.76 万吨，占总资源量的 34.11%；锌金属量 407084t，品位 6.04%，其中控制的 310683t，品位 7.00%，推断的 96401t，品位 4.20%；铜金属量 33886t，品位 0.50%，其中控制的 18976t，品位

表 8-2 矿床资源储量汇总表

矿产种类	资源量类别	矿石量(t)	金属量			平均品位			备注
			Zn(t)	Cu(t)	Ag(kg)	Zn(%)	Cu(%)	Ag（g/t）	
主矿产	（332）	4437879	310683			7.00			
	（333）	2297627	96401			4.20			
	小计	6735506	407084			6.04			
共生矿产	（332）	4437879		18976			0.43		
	（333）	2297627		14910			0.65		
	小计	6735506		33886			0.50		
伴生矿产	（332）	4437879			70234			15.83	
	（333）	2297627			44074			19.18	
	小计	6735506			114308			16.97	
合计	（332）	4437879	310683	18976	70234	7.00	0.43	15.83	
	（333）	2297627	96401	14910	44074	4.20	0.65	19.18	
	总计	6735506	407084	33886	114308	6.04	0.50	16.97	

0.43%，推断的 14910t，品位 0.65%。矿床主矿化元素铜锌金属总量 440970t，混合品位 Zn＋Cu6.59%。伴生银 114308kg，品位 16.97g/t，其中控制的 70234kg，品位 15.83g/t，推断的 44074kg，品位 19.18g/t。伴生镉 1684t，镓 216t，硫 52.54 万吨。

矿床矿体平均厚度为 21.09m，其中 Zn-1 矿体平均厚度 29.08m，该主要矿体控制部分厚度 36.72m，推断部分厚度 19.89m。

按矿床规模划分标准，本矿床为中型铜锌矿床，伴生银、镉、镓、硫，大部分资源集中在 Zn-1 矿体中上部。

8.8 伴生矿产资源量估算

本矿床伴生矿产资源为银、镉、镓和硫，而且矿化比较均匀。

银矿化较均匀，而且在基本分析中，分析了其含量，可以采用与主元素锌相同的估算方法，与主元素同步估算并进行资源量分类，一并评价。如前所述，与主元素铜、锌采用相同的估算方法同时估算，矿床伴生银 112879kg。

镉、镓和硫元素在矿体中分布普遍，通过组合分析手段，发现其含量也比较均匀，品位比较稳定，达到综合利用标准。它们的含量与矿石品位有正相关性，但并不呈固定的正比关系，镉含量在 Cd0.01-0.03%之间，矿床平均含量 Cd0.025%；镓含量在 Ga0.00225-0.00515%之间，矿床平均含量 Ga0.0032%。估算镉、镓的资源量采用矿床矿石量与平均品位计算镉金属的方法，仅估算其总量。矿石因富含金属硫化物，所以硫含量普遍较高，矿石中硫含量范围为 3.09－18.66％，平均含量为 7.80％，含量在块状矿石中大于浸染状矿石。经过选矿试验，证实其具有综合回收利用价值。

通过计算，矿床矿石量 673.55 万吨，伴生镉品位 Cd0.025%，镓品位 Ga0.0032%，硫品位 S7.80%。矿床伴生镉 1684t，镓 216t，硫 52.54 万吨（表 8-3）。

如前所述，伴生有益组份镉、镓和硫的资源量类型划归 333 类。

表 8-3 矿床伴生矿产资源储量估算表

矿床矿石量	伴生矿产平均品位(Wt%)			伴生矿产金属量(t)		
(t)	Cd	Ga	S	Cd	Ga	S
6735506	0.025	0.0032	7.80	1684	216	525369

8.9 资源量估算的可靠性

本矿床资源储量估算中，因矿体产状陡，探矿工程较均匀分布，采用纵投影法估算资源量。由于各勘探线是平行关系，勘探线上矿层的一部分得到完全控制，邻近勘探线简断面形态相似，中段也是平行关系，形态相似，可以随机在主矿体 Zn-1、Zn-3 各部位采用平行断面法对资源储量估算进行检查，以掌握资源储量估算的可靠性。

由于矿体块段投影形态不规则，不能全部以简单的估算块段对检查块段进行对比，Zn-1333X 部分+333Ⅺ部分采在图上切块的方法对比，其位置在 44—50 勘探线由 ZK501、PD3CM4、ZK442、ZK443 所圈矿块（表 8-4）。

由于所切的邻近断面面积均小于 40%，采用台体公式估算块段体积：

$V=（S_1+S_2）\cdot L/2$

而当进行外推块段检查时，由于是四分之一平推，用以下公式计算体积：

$V=S_1 \cdot L$

式中，V 为块段体积，S_1、S_2 分别为邻近断面面积，L 为块段长度，即邻近剖面距离和外推长度。

表 8-4　垂直纵投影法与平行断面法估算资源量对比表

矿体号 块段号	位 置	涉及工程	块段体积				块段品位（%）				块段金属量							
			垂直纵投影法（m^3）	平行断面法（m^3）	绝对差（m^3）	相对误差（%）	垂直纵投影法		平行断面法		垂直纵投影法（t）		平行断面法（t）		绝对差（t）		相对误差（%）	
							Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu
Zn-1 332Ⅴ	44—50 勘探线 4600-4656 中段	TC6、PD1、PD1CM5、PD3CM2、PD3CM3、PD3CM4	266864	274008	7144	2.6	6.98	0.36	6.72	0.35	60911	3142	60212	3136	699	-6	1.15	-0.19
Zn-1 332Ⅵ	36—44 勘探线 4600 中段—地表	TC6、TC7、PD3、PD3CM2	111404	99736	-11668	-10.5	8.39	0.77	8.81	0.80	30564	2805	28733	2609	-1831	-196	-5.99	-6.99
Zn-1 333XVII	36—44 勘探线 ZK363、ZK442 外推部分	ZK363、ZK442	25872	25850	-22	-0.1	5.29	0.59	5.29	0.59	4475	499	4472	499	-3	0	-0.07	0.00
Zn-1 333X 部分 +333Ⅺ部分	44—50 勘探线 ZK501、PD3CM4、ZK442、ZK443 所圈矿块	ZK501、PD3CM4、ZK442、ZK443	357737	360615	2878	0.8	1.39	0.50	1.38	0.53	16026	6317	16273	6259	247	-58	1.52	-0.92
Zn-3 333Ⅴ	4600 中段 PD3CM2 与 ZK441 外推部分	PD3CM2、ZK441	15324	15139	-185	1.2	2.20	0.95	2.03	1.00	1102	476	1005	495	-97	19	-8.80	3.84

在获得块段体积后和前述方法获得体积，再乘以体重获得矿石量进行对比，计算其矿石量误差。

对纵投影估算法，以涉及的各单工程品位按真厚度进行加权平均计算块段品位，进而获得块段金属量。

对平行断面估算法，以断面上的各单工程品位按真厚度进行加权平均计算断面品位，再以断面平均品位和断面积加权平均计算块段（检查块段）品位，进而获得金属量。

比如，332Ⅴ块段由 TC6、PD1、PD1CM5、PD3CM2、PD3CM3、PD3CM4 共 6 个工程控制，它们的垂直厚度分别是 27.34m、69.00m、82.26m、46.85m、51.16m、64.40m，4656 中段上 TC6、PD1、PD1CM5 间距 68m，4600 中段上 PD3CM2、PD3CM3、PD3CM4 间距 106m，则：

4656 中段的断面积为 S_1=（27.34+69.00+82.26）×68/3=4048m^2

4600 中段的断面积为 S_2=（46.85+51.16+64.40）×106/3=5738m^2

两断面间距 56m，按平行断面法，采用台体公式计算对应的 332Ⅰ块段体积：

V=（4048+5738）×56/2=274008 m^3

S_1 和 S_2 对应 TC6、PD1、PD1CM5 和 PD3CM2、PD3CM3、PD3CM4 分别按厚度进行加权平均计算断面品位，再以断面平均品位和断面积加权平均计算块段品位为 Zn6.72%、Cu0.35%。

Zn 金属量=274008×6.72/100×3.27=60212t

Cu 金属量=274008×0.35/100×3.27=3136t

其他块段相应按此方法检查计算，在获得块段体积后和前述方法获得体积和金属量进行对比，计算其误差，以说明资源量估算的可靠性。

结果表明，两种方法估算的金属量差在±10%以内，只有两个块段金属量误差大于 5%（表 8-4），上述垂直纵投影法估算资源量获得的资源量数据可靠。

8.10 资源量估算中需要说明的问题

Zn-4 矿体长度和延深较大，但厚度小、有用元素含量低，通过资源储量估算前期准备工作阶段计算，平均品位达不到圈定工业矿体的品位要求，因而只具有地质意义，不具备工业开发价值，故本次资源储量估算中不对其进行估算，不参与评价。

主矿体附近伴生的其它小矿脉和东部 Zn-2 矿体及北部 Zn-9 矿体由于规模小、品位低，未参与资源量估算。其中，东部 Zn-2 矿体及北部 Zn-9 矿体只能待今后生产勘探中进一步的揭露追索控制后，如有较大进展，再作估算，目前暂不评价。

8.11 资源储量变化情况评述

资源量核实工作的对象是矿区所有资源的全面清理核实。其估算的范围与详查报告估算的范围完全一致（附件 8），但资源量发生了一些变化（附件 9）。

在预查、普查、详查三个阶段，截至 2008 年 11 月 30 日，总共在矿区探求控制的和推断、预测的资源量（332+333+334）为矿石量 716.45 万吨，其中控制的 491.30 万吨，占总资源量的 64.1%，推断的 203.19 万吨，占总资源量的 28.4%，预测的 21.96 万吨，占总资源量的 7.5%；锌金属量 438946t，品位 6.13%，其中控制的 348684t，品位 7.10%，推断的 80486t，品位 3.96%，预测的 9776t，品位 4.45%；铜金属量 34993t，品位 0.49%，其中控制的 20981t，品位 0.43%，推断的 11847t，品位 0.58%，预测的 2105t，品位 0.96%；

伴生银金属量 112879kg，品位 15.76g/t，其中控制的 71948kg，品位 14.64g/t，推断的 35913kg，品位 17.67g/t，预测的 5018kg，品位 22.85g/t。矿床主矿化元素铜锌综合品位为 Zn＋Cu6.62%，伴生镉 1813t，镓 229264kg，硫 558830t。矿床为中型铜锌矿床。

该资源量已经于 2009 年 1 月 5 日以藏矿储评字［2009］1 号文件的形式对该详查报告予以评审通过（附件 6），并于 2009 年 4 月 20 日在西藏自治区国土资源厅资源处对矿区资源进行了资源储量登记备案，备案文件为藏国土资储备字［2009］08 号文件（附件 7）。

通过核实，与详查报告相比，矿区资源量发生了变化，包括资源量类别和资源量数量都有变化。资源量变化原因是原资源量估算方案中，块段划分过大，本次估算进行了块段重新划分，使之更合理。并重新分类，其中 334 类归入 333 类。对矿区资源量进行了全面清理重算。

首先，矿区资源量类别的变化，原报告中的 334 类资源量在本报告中全部归入 333 类，而原 332 类和 333 类的总量也发生变化，包括块段数量和块段资源量变化，对原块段进行重新划分切割后，块段数量增加，数据更加可靠、更符合实际情况。

其次，矿区资源量具体数量的变化，矿床矿石资源量总量由 716.45 万吨变为 673.55 万吨，减少 42.90 万吨。金属量变化情况为：Zn 由 438946t 变为 407084t，减少 31862t；Cu 由 34993t 变为 33886t，减少 1107t；Ag 由 112.88t 变为 114.30t，增加 1.42t；Cd 由 1813t 变为 1684t，减少 129t；Ga 由 229t 变为 216kg，减少 13t；S 由 55.88 万吨变为 52.54 万吨，减少 3.34 万吨。

第 9 章 矿床开发经济意义概略研究

铜锌是国民经济建设中相当重要的金属原料之一，被广泛地应用于电器工业、机械制造、运输、建筑、电子信息、军事等各个领域，以锌金属和锌合金的形式来使用。随工业技术的发展，铜锌的需求也逐渐增长，虽然目前遭遇国际经济危机，短期价格低迷，但中长期而言，由于经济的持续发展和资源的不可再生性，需求增长总体趋势不会变。

9.1 资源和市场概况

9.1.1 我国铜锌矿资源概况

根据原地矿部和原有色金属总公司于 1995 年向国家提交的《我国主要有色金属矿资源对 2010 年国民经济保证程度论证报告》，对锌、铜需求程度进行了预测，其中 1996—2010 年锌累计需求量为 1466 万吨。按 1/2 耗用储量测算，累计需要锌可采储量 2932 万吨。现有锌可采储量 4696 万吨，还有大量 D 级储量。

因此可以保证 2010 年前所需铅锌矿产，但 2010 年以后仍有较大的不确定性。

世界铜资源主要集中在智利、美国、赞比亚、独联体和秘鲁等国。智利是世界上铜资源最丰富的国家，其铜金属储量约占世界总储量的 1/4。 美国、日本是主要的精炼铜生产国，赞比亚和扎伊尔是非洲中部的主要产铜国，其生产的铜全部用于出口，德国和比利时是利用进口铜精矿和粗铜冶炼精铜的生产国。此外，秘鲁、加拿大、澳大利亚、巴布亚新几内亚、波兰、前南斯拉夫等也均是重要的产铜国。

我国 2002 年铜资源探明储量为 4000 万吨，不到世界探明储量的 1%，铜资源极为短缺，每年铜资源自给率只达 50%，其余 50%需进口。我国虽然铜资源贫乏，但却是世界主要的精炼铜生产国之一，99 年铜产量达 104 万吨，占世界总产量的 7.27%。目前铜生产地集中在华东地区，该地区铜生产量占全国总产量的 51.8%,其中安徽、江西两省产量约占 35％。

1999 年中国地质调查局成立以来，一直把铜、锌等有色金属矿产资源的调查评价列为战略性矿产勘查的重点矿种，这充分体现了铜、锌矿资源在国民经济发展中的重要位置。

9.1.2 铜锌的市场价格

近年来，世界锌、铜储量基础变化不大，可以满足全球经济发展的需要。但世界资源分布不均，各国产业结构差异较大，使得国际锌、铜贸易十分活跃。

铜是重要的工业原材料，其需求量与经济形势密切相关。经济增长时，铜需求增加从而带动铜价上升，经济萧条时，铜需求萎缩从而促使铜价下跌。从行业看，消费铜最多的八十年代是电气工业部门，九十年代是建筑业。据统计，美国、日本和西欧国家 80 年代中期的精铜消费中，电气工业占 47.8％，机械 制造业占 23.8%，建筑业占 15.8%，运输业占 8.8%，其它占 8％。九十年代后，西方国家铜消费的行业分布发生了巨大变化，以美国为例，98 年铜消费中，建筑业占 41.4%，电器电子产品占 26.0%，运输设备 12.4%，机械制造 11.2%，其它 9.0%。

锌也是国民经济建设的重要原材料，应用广泛。目前。我国生产锌品种多。锌品种达 80 余种，其中冶炼产品 14 种，化合物 31 种，合金 30 种，锌材 15 种。

我国锌的消费领域主要是轻工、冶金、颜料和铜合金材料等，约占国内锌消费量的84%。近二年，随着锌板产量的高速增长，我国锌消费也呈现出快速增长的势头。2003年，我国锌消费量增长 12.4%，达到 207 万吨。2004 年，消费量增长 14.9%，达到 238万吨。2007 年国内锌消费量达到 255 万吨。

2001 年锌是我国重要的有色出口商品，锌出口量占国内产量的三分之一，国内市场锌的形势对国际市场供需有极大影响，国内市场供需关系基本随国际市场变化。近两年来中国从锌产量和出口大国转化为消费大国，需求量的增加抵消了产量的增加，出口量出现平稳略有降低的趋势。2004 年中国由锌的净出口国变为锌净进口国，年需求量超过供应量 30 万吨左右。

2000 年世界锌的消费量 899.3 万吨，2001 年世界锌消费量比上年下降 1%，而产量增加 4%，供应过剩 35 万吨，比 2000 年增加 20 万吨。2001 年国内锌市场形势严峻，生产增长高于消费增长，出口受阻。全年出口量在 50 万吨，国内消费量约 110 万吨，锌过剩量约 20 万吨，达到历年来最高。2001-2002 年消费量有所降低，2003 年为 960.7 万吨，比 2002 年增长 2.5％，当年全球锌库存为 117.0 万吨；2003 年西方世界消费锌 715.3 万吨，比 2002 年增长 0.7％；2004 年世界消费量为 1039 万吨，比 2003 年增长 5.5%，消费增长主要来自美国和中国，增长率分别达到 11%和 10.4%；近年来，由于国内市场对干电池和镀锌结构件的需求不断增长，国内锌消费量有较大增长。2000-2003 年我国锌消费量逐年增加，从 135.0 万吨增加到 190.0 万吨。2002 年-2003 年由于国内锌需求增加，出口量趋于平稳并呈下降趋势，2003 年出口到西方国家精锌净出口量比 2002 年低 5%，中国从国外进口大量的精锌，尤其是从哈萨克斯坦。

这些情况基本反映了国际铜锌金属需求量和消费量逐年增多的趋势以及我国相应的由出口国到消费大国和后备储量严重不足的实情。

由于全球开采能力落后于冶炼能力，需求增长大于生产增长，供需矛盾突出，市场需求旺盛，供应显得不足。世界经济连续多年以较快的速度增长，更加剧了供应紧张的局面，由于政治、经济等诸多因素的影响，虽然在某个时段会出现相对过剩，但供应紧张是基本格局。

世界有色金属市场在 2003 年出现转机，连续上涨，虽然目前有所回落，但仍保持较高水平，处于合理范围内。锌市在经历 2001—2003 年间疲软后基本面明显改善，需求也出现转机，其价格上扬的走势在 2007 年理性下降，加上受国际经济危机打击有暂时性下挫（图 9-1），2009 年开始缓慢回升，目前价格接近比较正常的价位 14600 元/吨；铜价涨势持续，自 2006 年以来达到 50000 元/吨以后就一直高位运行，只有 2008 年因世界经济危机而短期下挫，但 09 年即迅速回升（图 9-2），高位平稳运行已成定局；银价格也基本按相近的走势运行，只是在 2006 年达到 3 元/克的价格后就比较稳定（图 9-3），但也经历了 2008 年经济危机的打击，2009 年又迅速回到高位，3.6 元/克的价格已经难以跌破，加上世界对金银等贵金属的未来预期，其价格将持续上涨到更高的水平，未来价格将在 4元/克以上。

我国加入世贸组织后国内市场与国际市场实现接轨，价格变化与世界同步。铅锌价格也将在高位上有小幅涨落，铜价攀升后小幅震荡，但基本平稳。从长远看铅锌铜仍将处于供不应求状态，价格稳中有升，一般不会出现大幅下滑的情况。但是，目前受全球经济危机影响，有色金属市场经历了动荡低迷，尤其是 2008 年下半年以来，有色金属价格走低。但在短期徘徊后，由于全球共同努力，经济形势开始回升，中国经济回暖较快，有色金属价格回升明显，未来有色金属和贵金属价格高位运行已经可以肯定。

目前，锌金属价格回升到接近 15000 元/吨，铜金属约 46500 元/吨，并仍在上升。



图 9-1 锌价格五年走势图



图 9-2 铜价格五年走势图



图 9-3 银价格五年走势图

备注：本页金属价格走势引自 www.kitco.cn。

综合各方面因素预测，在未来几年中，有色金属价格将维持在一个合理的、比较高的水平。锌金属价格将大致在 20000 元/t 左右波动，铜金属价格将大致在 50000 元/t 左右波动，银价格约在 4000 元/kg 或以上，镉 25000 元/t 或以上，镓 3600 元/kg 或以上，硫精矿价格约 300 元/吨。

9.2 矿床资源量、矿石加工及开采技术条件

在矿区探求控制的和推断的资源量（332+333）为矿石量 673.55 万吨（表 8-2，附表 17、附表 18），其中控制的 443.79 万吨，占总资源量的 65.89%，推断的 229.76 万吨，占总资源量的 34.11%；锌金属量 407084t，品位 6.04%，其中控制的 310683t，品位 7.00%，推断的 96401t，品位 4.20%；铜金属量 33886t，品位 0.50%，其中控制的 18976t，品位 0.43%，推断的 14910t，品位 0.65%。矿床主矿化元素铜锌金属总量 440970t，混合品位 Zn＋Cu6.54%。伴生银 114308kg，品位 16.97g/t，其中控制的 70234kg，品位 15.83g/t，推断的 44074kg，品位 19.18g/t。伴生镉 1684t，镓 216t，硫 52.54 万吨。

这些成果可以作为矿山设计的依据。

经过取大样对矿石的加工技术性能的测试，证明××铜锌矿矿石成份复杂，比较难选，但可选，破碎后能达到选冶的技术要求。矿石中有害杂质含量低。铁元素存在三种赋存状态，即氧化态的磁铁矿、褐铁矿和硫化态的黄铁矿和磁黄铁矿，可以分离，但磁铁矿仅在局部地段发生矿化且不均匀，其硫含量变化大，选矿中控制困难，成本高，不予回收。铅含量过低，选矿获得的精矿量少而且成本高，不予回收和评价。而从总体的主要商业价值的锌、铜、银和镉、镓、硫角度考虑，则矿石的可选性能较好。

矿体厚度较大而稳定，品位变化不大，而且变化有规律，矿体倾角较陡，分布于斜坡。

本矿床属于开采技术条件简单的矿床。矿区内水文地质条件简单，水源补给不足，涌水、积水现象少见，矿床充水问题较小。但在雨季有大量地表水沿松散堆积物和裂隙渗入，因而在雨季要注意采场积水现象。矿区工程地质条件简单。开采时要注意在破碎部位进行支护，才能正常、安全地进行施工。此外在开挖过程中引起的山体失稳和各种环境地质问题要加以考虑，合理解决。矿区地质环境质量良好，无原生环境地质问题，地表、地下水水质良好，矿石及废弃物不易分解出有害组分。但在开发中应注意采取措施，防止水土流失、泥石流、雪灾和地震灾害的影响，尤其要注意草场的保护。

综合考虑矿床地质特征、资源情况和开采条件，并考虑到环境保护因素，可以采用地下开采方式。

矿山的开拓方法可采用平硐工程采矿，深部可采用斜井工程或竖井工程开拓采矿。坑内运输方式以轨道运输比较合适，向外运输可采用公路运输。汽车从采场装车直接进入选厂。

9.3 矿山开发外部条件

矿区至当雄县宁中乡有 33 km 的简易公路，宁中乡至当雄县城有 20km 的柏油路面公路（青藏公路）相通，青藏铁路经过当雄县城并有车站一座，交通较为方便，仅需在矿山脚下建过河桥一座。矿山开发期间，以保证运矿载重汽车的运输畅通。原材料及生产资料设备等从拉萨经当雄县宁中乡运往矿区，或直接从内地以铁路运输方式运到当雄在以汽车运输至矿区。

矿区南侧有藏中电网的高、低压输电线路经过，目前，正在建设旁多水利枢纽，并

在旁多乡东部建设变电站一座，可以就近从该变电站获得高压电供应，以解决采选矿生产、生活用电。

水文地质条件简单，附近无大的地表水体对开采构成不便，区内沟内有季节性河流，夏季生产可就地取水，南侧 2.6km 有乌鲁龙河流，无污染，一年四季均可供生产和生活使用。

公司拟在矿区山脚××村建设选矿厂，以降低原矿运输成本，尾矿库建设在乌鲁龙曲南岸，目前备选地一带的居民搬迁协商洽谈已经完成，环境、水利和林业政策咨询也以已经结束，没有法律政策障碍。开发方案、开采设计及选矿厂建设项目也在筹划中，在矿床资源储量得到认可后即可开展实质性的后续业务。

矿区所在地与国家和地方保护区设置及国家矿业政策性规划无冲突。

就西藏境内而言，本矿区自然地理条件相对其它矿区有海拔低、工作环境较好、水电路方便、年生产时间可以较长和距离拉萨市比较近的优势。

9.4 矿山生产规模、服务年限及产品方案

根据矿床规模，年生产时间 300 日，日采选矿石 2000t，年采选矿石量 60 万吨，选厂设计日处理量 2000t。

本矿床所探求的矿石资源量 673.55 万吨，按年生产和处理 60 万吨矿石计算，可满足 10.6 年的矿山生产需求，考虑到矿山生产初期和衰减阶段采选规模低于 60 万吨/年，即生产初期第一年采选规模为 1000t/d 和 300000t/a，衰减阶段 3 年内平均采选规模为 800t/d 和 240000t/a，因此，实际服务年限为 15 年。同时根据生产中加大对矿区深部及周边地区勘查工作的规划，加大勘查力度可以扩大矿山的远景潜力，以保障矿山生产的后续资源，延长矿山服务年限。

设计采用地下开采方式，所采矿石经破碎后，选用先选铜后选锌的优先浮选工艺回收金属锌和铜，生产锌精矿和铜精矿。公司选矿后，销售锌精矿和铜精矿，以公路运输方式运到当雄火车站，以铁路运输方式运到内地冶炼厂加工成金属运用于各工业领域。

9.5 矿产开发经济效益评价

采用经验指标法，通过静态评价方法对该矿床经济上的合理性、盈利性，实施上的可能性、风险性进行概略研究，以期为矿床勘查、开发投资决策提供依据。

9.5.1 采矿经济指标

9.5.1.1 资源量情况

控制的和推断的矿石资源量 Q=673.55 万吨

锌金属 q_{zn}=407084t，品位 Czn6.04%

铜金属 q_{cu}=33886t，品位 Ccu0.50%

伴生银金属 q_{ag}=114308kg，品位 Cag16.97g/t

伴生镉金属 qcd=1684t，品位 Ccd0.025%

伴生镓金属 qga=216t，品位 Cga0.0032%

伴生硫 qs=525369t，品位 Cs7.80%

9.5.1.2 采矿回收率与贫化率

根据矿床开采技术条件特点和选用的采矿方法、公司内部可行性论证，比照公司现有矿山、西藏自治区内及国内同类型矿床采矿经济指标确定。

采矿回收率（β）：90%；矿石贫化率（γ）：5%。

9.5.1.3 矿山服务年限及采选规模

年采选矿石量 Z=60 万吨/年

矿山服务年限 T＝Q β /Z（1－γ）＝673.55×90%/60×（1－5%）＝10.6 年

9.5.2 选矿经济指标

根据矿区矿石选矿试验结果确定各元素选矿指标如下：

矿石选矿锌回收率 Fzn=86.01%

矿石选矿铜回收率 Fcu=63.95%

矿石选矿铜精矿伴生银相对原矿回收率 Fag=26.66%（在铜精矿中回收和计价，锌精矿中的回收的 45.17%的银因含量低于计价标准，不参与计价和评价，将来在锌冶炼中进行回收利用）

矿石选矿伴生镉回收率 Fcd=86.01%（在锌精矿中回收和计价）

矿石选矿伴生镓回收率 Fga=86.01%（在锌精矿中回收和计价）

矿石选矿伴生硫回收率 Fs=35.09%（黄铁矿中的硫）

锌精矿品位 Gzn=47.52%

铜精矿品位 Gcu=25.07%

硫精矿品位 Gs=40.80%

9.5.3 产品产量和产值（销售收入）

9.5. 3.1 产品总产量

1）锌精矿产量 Izn＝Q·β·Czn·Fzn/Gzn

＝673.55 万吨×90%×6.04%×86.01%／47.52%＝662707t

2）铜精矿产量 Icu＝Q·β·Ccu·Fcu/Gcu

＝673.55 万吨×90%×0.50%×63.95%／25.07%＝77316t

3）硫精矿产量 Is＝Q·β·Cs·Fs/Gs

＝673.55 万吨×90%×7.80%×35.09%／40.80%＝406659 t

4）伴生银产量 Iag＝Q·β·Cag·Fag＝ 673.55 万吨×90%×16.97g/t×26.66%

＝27426kg

5）伴生镉产量 Icd＝Q·β·Ccd·Fcd＝673.55 万吨×90%×0.025%×86.01%＝1304 t

6）伴生镓产量 Iga＝Q·β·Cga·Fga＝673.55 万吨×90%×0.0032%×86.01%

＝166844 kg

式中：Q 为总矿石量，β 为采矿回收率，C 为元素的矿床平均品位，F 为某元素的选矿回收率，G 为某元素的精矿品位。

9.5.3.2 产品价格

近年来公司所属墨竹工卡选矿厂一直在销售铜铅锌精矿，伴生的有益组分银、铋参与计价。其中主要金属精矿计价方案是当时对应金属价格乘以相应系数得到精矿价格，锌金属价格 13000 元/吨以上时按上海有色网月均价的 70%计价，选厂交货；铜按上海期货月平均价 74%计价，伴生的银按上海期货月平均价的 72%计价，选厂交货。本次经济评价中也按该方案计算，即按今后几年预期金属价格乘以以上系数获得精矿价格。如前

所述，今后几年铜金属价格将在 50000 元/金属吨左右波动，锌金属将在 20000 元/金属吨左右波动，由于本矿区生产的矿石经加工后锌精矿中的银含量低于计价标准，不参与计价和评价，而仅以铜精矿中的银进行评价，未来几年银金属价格将在 4000 元/kg 或以上。锌精矿中的镉金属价格 25000 元/吨，镓 3600 元/kg，本矿选矿厂位于拉萨附近，含硫 40%以上的硫精矿未来几年销售价将在 300 元/t 左右。

锌精矿选厂销售价格 Jzn=20000 元/t×70%×47.52%=6653 元/t

铜精矿选厂销售价格 Jcu=50000 元/t×74%×25.07%=9276 元/t

硫精矿选厂销售价格 Js=300 元/t

伴生银选厂销售计价价格 Jag=4000 元/kg×72%=2880 元/kg

伴生镉选厂销售计价价格 Jcd=25000 元/t×72%=18000 元/t

伴生镓选厂销售计价价格 Jga=3600 元/kg×72%=2592 元/kg

9.5.3.3 产品产值

锌精矿产值 Kzn＝Izn·Jzn＝662707×6653＝440898.97 万元

铜精矿产值 Kcu＝Icu·Jcu＝77316×9276＝71718.32 万元

伴生银产值 Kag＝Iag·Jag＝27426×2880＝7898.69 万元

伴生镉产值 Kcd＝Icd·Jcd＝1304 ×18000＝2347.20 万元

伴生镓产值 Kga=Iga·Jga＝166844×2592＝43245.96 万元

伴生硫产值 Ks= Is·Js＝406659×300＝12199.77 万元

式中：I 为某元素的精矿产量，J 为某元素的精矿选厂销售价格。

9.5.3.4 产品总产值及年产值（年销售收入）

矿床开发总产值（矿山总销售收入）V=Kzn+Kcu+ Kag+Kcd+Kga+Ks

＝440898.97＋71718.32＋7898.69＋2347.20＋43245.96＋12199.77＝578308.91 万元

年产值（年销售收入）$V_{年}$＝V/T＝578308.91/10.6＝54557.44 万元

T 为矿山服务年限。

9.5.4 产品生产（销售）成本

9.5.4.1 产品成本指标

1）我公司 2006-2009 年在龙玛拉矿区铅锌矿露天开采中，综合采矿成本为 300 元/吨，成本高的原因主要是因为该矿区海拔高、气候比较恶劣、矿区自然工作条件较差、战线长、管理困难、岩石坚硬、早期外部干扰因素多。××矿区地下开采与之相比，具有海拔低、气候较好、工作条件较好、工作时间长、水电供应便利、公路条件好、战线短、管理便利、岩石可钻性和爆破性能好以及外部关系较好等优势。

根据××开发利用方案和公司内部财务预算论证，矿山生产中的采矿成本约为 60-85 元/吨，选矿总成本约为 115 元/吨，原矿短途运输费为 5 元/吨，并参考西藏自治区××县境内生产条件基本相同的程巴铜多金属矿区生产核算的生产成本（该矿山不含基建、采准的采矿成本为 50-65 元/吨）和公司墨竹工卡选矿厂的选矿总成本，本次经济意义概略研究中采用的××矿区地下开采和选矿生产单位成本为：

采矿成本 α=85 元/吨原矿

选矿成本 η=115 元/吨原矿

原矿短途运输成本 ε= 5 元/吨原矿

2）依据公司内部财务预算论证，参照公司正在开采的龙马拉矿山和生产的墨竹工卡选矿厂的有关数据，确定：

管理成本κ ＝15 元/吨原矿
销售成本λ ＝10.5 元/吨原矿

9.5.4.2 产品生产（销售）成本

采矿成本 δ＝Q·α·β·(1+γ)＝673.55 万吨×85 元/吨×90％×1.05＝54102.90 万元
选矿成本 θ＝η·Q·β·(1+γ)＝673.55 万吨×115 元/吨×90％×1.05＝73198.05 万元
原矿短途运输成本ζ＝Q·ε·β·(1+γ)＝673.55 万吨×5 元/吨×90％×1.05＝3182.52 万元
管理费用μ ＝Q κ ·β·(1+γ)＝673.55 万吨×15 元/吨×90％×1.05＝9547.57 万元
销售费用ν ＝Q λ ·β·(1+γ)＝673.55 万吨×10.5 元/吨×90％×1.05＝6683.30 万元

9.5.4.3 总生产（销售）成本及年生产（销售）成本

总销售成本 Σ＝δ+ζ+θ+μ +ν ＝54102.90＋3182.52＋73198.05＋9547.57＋6683.30＝146714.34 万元
年销售成本 $\Sigma_{年}$＝Σ/T＝146714.34/10.6＝13840.98 万元

9.5.5 税金

税金包括企业应交的所有税收及国家和地方征收的各种费种。根据国家和西藏自治区对矿产资源开发、销售收取相关税费的规定，并参照我公司龙玛拉矿山和墨竹工卡选矿厂 2006 年以来的采矿和选矿生产中缴纳的税费情况，确定矿山开发需要交纳的各种税费及税（费）率如下：

矿产资源补偿费（费率 2％）、矿产资源税（按 18 元/吨计征）、所得税（税率 15％）、增值税（税率 17％）、城市维护建设税（税率 7％）、教育费附加（费率 3％）。

1）矿产资源补偿费 L＝矿床开发总产值 578308.91×2%×90%（核定回采率）=10409.56 万元

2）矿产资源税 M＝原矿产量×18 元/吨＝Q·β·(1+γ) ×18 元/吨=11457.09 万元

3）所得税：企业应纳税所得额的确定，是企业的收入总额减去成本、费用、损失以及准予扣除项目的金额。在本次概略研究中，未考虑损失及准予扣除的项目金额等。

所得税 X＝（矿床开发总产值－总销售成本）×15%＝（578308.91－146714.34）×15%＝64739.18 万元

其中，根据西藏自治区政府招商引资规定，免前五年所得税。

则减免的所得税 N=矿床开发全部所得税 X÷10.6 年×5 年=30537.35 万元

实际应交所得税 P＝X－N＝64739.18－30537.35＝34201.83 万元

4）增值税：公司为一般纳税人，一般纳税人的增值税计算公式为：应纳税额＝当期销项税额－当期进项税额。因此增值税应缴额为：

增值税 R＝（矿床开发总产值－总销售成本）×17%＝（578308.91－146714.34）×17%＝73371.08 万元

5）城市维护建设税：以缴纳的增值税、消费税、营业税为计税依据。本公司只缴纳增值税，因此只以缴纳的增值税为依据计算：

城市维护建设税 S＝增值税税额×税率＝R×7%＝73371.08×7%＝5135.98 万元

6）教育费附加：教育费附加是营业税、增值税、消费税的附加税。如果缴纳了营业税等三种税，就要同时缴纳教育费附加。本公司只缴纳增值税，因此只以缴纳的增值税为依据计算：

教育费附加 U＝增值税（R）×税率＝73371.08×3%＝2201.13 万元

7）综上述，矿床开发期间需要缴纳的总税费为：

W＝L+M+P+R+S+U＝10409.56＋11457.09＋34201.83＋73371.08＋5135.98＋2201.13

＝136776.67 万元

8）年税金总额为 $W_{年}$＝W/T＝136776.67/10.6＝12903.46 万元。

式中 T 为矿山服务年限。

9.5.6 矿山选厂建设总投资

9.5.6.1 项目投资构成

根据西藏自治区内同类型选厂及公司本身的矿山选厂建设经验，同时依据项目所选生产工艺路线、工程技术方案，以及建厂条件等技术因素，结合项目建设周期和现行市场物价等有关资料，采用分项核算法对项目建设资金进行了估算。项目总投资（I）为 19551.8 万元，投资构成如下：

采矿系统：3759.82 万元。包括基建探矿费用 800 万元，采切工程 400 万元，设备购置及安装调试费 2347 万元，不可预见费（总费用 6%）212.82 万元。

选矿系统：12938.36 万元。包括设备购置及安装调试费 4800 万元，尾矿设施 400 万元，供电设施 1240 万元，辅助生产及公用系统设施 4400 万元，前期论证及设计费 600 万元，征地费 716 万元，实验室 50 万元，不可预见费（总费用 6%）732.36 万元。

其它 2853.62 万元。包括前期地质勘查费用 1553.62 万元，相关许可证办理 300 万元，流动资金 1000 万元。

9.5.6.2 资金来源

本项目建设资金来源全部为自有资金，故不计算资本化利息。

建设周期一年。

9.5.7 经济效益评价

按照有关规定的要求和借鉴以往经验，对中、小型矿山投资经济效果评价只进行静态的经济分析，评价指标为矿山总利润或年利润、投资利润率及投资回收（偿还） 期等。

9.5.7.1 矿山总利润及年利润

指该矿山经过开发（采、选）后，矿山企业可能获利总水平的一项静态指标。

矿床开发总利润 E＝产品总产值（V）－总销售成本（Σ）＝607224.48－144138.02＝431594.57 万元

矿床开发纯利润 F＝总利润（E）－总税费（W）＝431594.57－136776.67＝294817.90 万元

年总利润 $E_{年}$＝E/T＝431594.57/10.6＝40716.47 万元

年纯利润 $F_{年}$＝F/T＝294817.90/10.6＝27813.01 万元

9.5.7.2 投资利润率

投资利润率是衡量矿山投资获利水平的静态指标。按财务平衡计算：

R_f＝$F_{年}$ / I×100%。式中：Rf—投资利润率； $F_{年}$－年纯利润总额；I－总投资。

投资利润率 R_f＝$F_{年}$ / I×100%＝27813.01/19551.8×100%＝142.25%

9.5.7.3 投资收益率

投资收益率＝年利税总额/总投资×100%＝40716.47/19551.8×100%＝208.25%

年利税总额＝年产值－年产品销售成本＝年总利润。

特别说明：以上各指标的计算均是按照达到设计产能计算的，未考虑初期的不达产

期和后期的衰减期。

9.5.7.4 投资回收期

投资回收期是以矿山的净收益率抵偿全部投资所需要的时间，它是反映矿山投资回收能力的重要静态指标。按一般通用的回收期计算方法，矿山回收期计算公式为：

$Pt=I / F_{年}$，其中 I－建设投资，$F_{年}$－年纯利润。

考虑到矿山选厂建成初期需设备调试、生产初期以及其它不利因素的实际情况，投产后第一年处理能力约为设计能力的一半，即 30 万吨产能，其年纯利润为 13906.50 万元，第二年即可达设计能力。因此经过投产后第一年的生产可收回投资 19551.8 万元的 71.13％，即 13906.50 万元。剩余的投资 5645.30 万元在第二年利用 5645.30/27813.01=0.20 年回收。

因此，投资回收期预计为 Pt＝1＋1＋0.2 年（包括一年基建期）约 2 年 2 个半月时间。

投资利润率、投资收益率均远远大于国务院规定的标准（ ＞6%～8% ），也远大于一般有色金属矿山参考基准投资收益率（10%～13% ）。综上可见， 该矿床地质勘查、开发的经济效益好。

9.6 矿床开发经济意义概略研究基本结论

可以预见，本矿床铜锌矿产资源开发利用可以获得很好的经济效益，每年可产生 27813.01 万元的纯利润，为公司的发展提供新的动力。也可以为国家的铜锌矿供给平衡提供一些物质基础，同时，可以安排部分地方群众就业，解决生产生活问题，对稳定社会具有较大的意义。而且为地方经济建设提供稳定的经济贡献，累计可以为国家财政上缴税费 136776.67 万元，为建设稳定和谐、可持续发展的社会主义新西藏作贡献。

综上所述，本矿床铜锌矿资源开发利用在技术、经济和社会方面都是可行的。应该及早开展详查和开发的环境影响及安全生产评价，及早实施开发，尽快将资源优势转化为经济和社会效益。

第 10 章 结论与建议

10.1 矿床勘查程度与主要成果

矿区勘查以测绘、地质测量、物化探、水工地质、槽探、坑探、钻探、槽揭露和样品采集测试为手段进行规范化的普查，收集了丰富的资料。矿区工程控制程度达到了详查阶段要求。

勘查工作成果是建立在大量的原始资料及研究基础上的，满足详查工作的要求。工作方法和手段选择适当，各项地质工作按照规范及设计要求实施，勘查网度总体按Ⅱ勘探类型的要求布设，工程间距达到沿走向 80m，沿倾向 50-80m 控制程度，可以满足控制资源量估算要求。

收集的地质资料齐全且真实可靠，资料综合整理、样品测试工作质量符合规范要求，资源量估算参数的确定和计算方法选择符合相关规定，其工作质量是合乎要求的。

开展的各种手段勘查基本查明了矿区成矿地质条件和背景，基本查明了矿床地质特征和矿体的地表特征、矿石特征。针对矿区矿石开展了加工利用技术性能试验，了解了矿区矿床的地球物理特征，掌握了水工环等开发条件。

在矿区探求控制的和推断的资源量（332+333）为矿石量 673.55 万吨，其中控制的 443.79 万吨，占总资源量的 65.89%，推断的 229.76 万吨，占总资源量的 34.11%；锌金属量 407084t，品位 6.04%，其中控制的 310683t，品位 7.00%，推断的 96401t，品位 4.20%；铜金属量 33886t，品位 0.50%，其中控制的 18976t，品位 0.43%，推断的 14910t，品位 0.65%。矿床主矿化元素铜锌金属总量 440970t，混合品位 Zn＋Cu6.59%。伴生银 114308kg，品位 16.97g/t，其中控制的 70234kg，品位 15.83g/t，推断的 44074kg，品位 19.18g/t。伴生镉 1684t，镓 216t，硫 52.54 万吨。按矿床规模划分标准，本矿床为中型铜锌矿床。

矿床矿体平均厚度为 21.09m，其中 Zn-1 矿体平均厚度 29.08m，该主要矿体控制部分厚度 36.72m，推断部分厚度 19.89m。

按矿床规模划分标准，本矿床为中型铜锌矿床，伴生银、镉、镓、硫，大部分资源集中在 Zn-1 矿体中上部。

通过这些系统的工作，使矿床成为可供开发的矿产地。

10.2 矿床成矿基本规律和远景评价

矿体赋存于钠长石英斑岩与砂板岩接触带上，与接触带角岩化作用有关，矿层稳定，矿石类型属铁闪锌矿，伴生黄铜矿和方铅矿化。矿石矿物主要为金属硫化物铁闪锌矿、黄铜矿和方铅矿，呈稠密浸染状、致密块状、团块状和星点状赋存于角岩和钠长石英斑岩中，并见有黄铁矿。可以确定该矿床属热液充填交代型矿床。

根据矿床特征，归纳本矿床的成矿规律为：在岩体侵入作用中，在边界附近的板岩地层中发生角岩化，并伴随铜锌等元素的活化迁移和浸染聚集，在岩体侵入作用的后期，在岩边界附近角岩内低压部位发生较大规模的充填成矿作用，成矿物质闪锌矿、黄铜矿和磁铁矿得以高度富集。之后，由于冷却收缩，产生张裂隙，在张裂隙内充填后期的含少量方铅矿和黄铁矿的黄铜矿脉。

影响控矿条件的因素为地层、构造、岩浆岩。矿体呈大脉状，厚度、品位较稳定。

根据勘查了解的变化趋势判断，矿区深部和外围也有一定的成矿条件和找矿远景。

虽然矿体控制斜向深度已经达到 410m，但斑岩体内的情况尚不十分明了，矿区深部的斑岩体可以开展专项研究，以确定有无其它矿化情况；而区域矿带内与本矿床地质情况类似的区域如果开展调查和勘查，可能会取得一定的成绩，就本矿区附近地段尤其是探矿权区域内而言，除本矿床外，已经不会有取得突破的可能。

10.3 存在的主要问题

虽然矿床控制深度已经达到 400 余米，矿床深部的斑岩体仍值得进一步研究，如有新的认识，应该进行揭露。

部分工程没有达到地质目的。

矿区东部揭露工作见矿情况不好，矿区北部的揭露有待加强。

由于采集样品有限，个别矿层没有围岩样，矿石特征和矿床成因的研究较少，认识有待提高。

矿床局部部分工程个别样品铅达到综合利用标准，而单工程矿体平均含量达不到伴生元素要求的含量。虽然确定其他伴生矿产镉、镓赋存于闪锌矿中，并在锌精矿中进行回收，但对其赋存状态和综合回收利用性能研究不够。

10.4 下步工作建议

进一步研究矿床特征和成矿机制，尤其是深部斑岩的矿化情况，为矿区地质工作及远景规划提供更充足的依据。

加强矿区 4993 山顶一带控制矿床的斑岩体及其接触带的研究和生产勘探工作，归纳为三部分，其一是西部主矿体深部的继续研究，其二是北部物探异常的进一步研究，以坑探手段自南向北逐步揭露控制，避免环境影响，其三是斑岩体东侧应该继续加强研究。此项工作可结合矿山地质工作进行。

在今后开发中要注意研究铅、镉、镓的赋存状态和变化规律，研究其铅是否有局部回收利用的可能，研究伴生矿产镉、镓的综合回收利用性能。

放弃探矿权东部乌鲁龙的进一步工作。

开展新手段的深部地球物理勘探，寻找隐伏矿体，并以工程验证找矿，提高资源保障程度。

开展开发的环境影响、可行性研究，作好经济意义评价，编制开采设计和安全生产预评价。

本矿床矿石成份复杂，今后开发中对共伴生矿产进行深入的研究，尤其是镉、镓、铟的赋存状态变化规律。

协调处理好地方关系和群众关系。