



额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区
锌铅银矿 270 万吨 / 年采选整合扩建工程项目
二采区采矿工程（新建 195 万吨 / 年）

安全预评价报告



内蒙古隆安安全评价有限公司

证书编号：APJ-（蒙）-011

二〇二五年二月



安全评价机构 资质证书

(副本) (1-1)

统一社会信用代码: 91150291764499956K

机构名称: 内蒙古隆安安全评价有限公司

办公地址: 内蒙古包头市稀土高新区创业园区研浩科技楼

法定代表人: 王普贤

证书编号: APJ-(蒙)-011

首次发证: 2021年1月25日

有效期至: 2026年1月24日

业务范围: 金属、非金属矿及其他矿采选业; 石油加工业, 化学原料、化学品及医药制造业; 金属冶炼 *****



项目编号: LA2024-F-121

额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿
270 万吨/年采选整合扩建工程项目
二采区采矿工程（新建 195 万吨/年）

安全预评价报告

法 人 代 表: 王普贤

技 术 负 责 人: 朱 伟

评价项目负责人: 姚振明

内蒙古隆安安全评价有限公司

二〇二五年二月



声明

为保证本报告的准确、公正、真实、有效，对额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿 270 万吨/年采选整合扩建工程项目二采区采矿工程（新建 195 万吨/年）安全预评价项目指派安全评价员姚振明、郑锐、侯宗有等进行了解与收集资料等评价工作，并根据企业情况和企业提供的有关技术资料，依据国家有关、安全生产法律法规、规章、标准、规范的要求编制本报告。对本报告负法律责任。

特此声明！

法定代表人（盖章）：

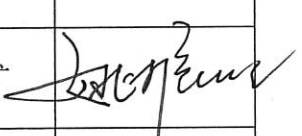
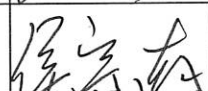
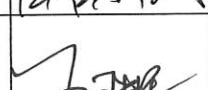
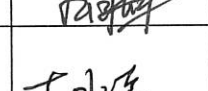
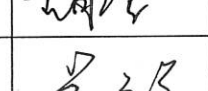
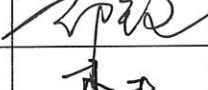
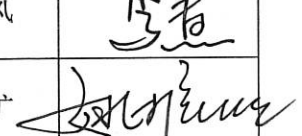
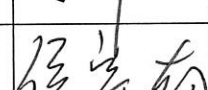
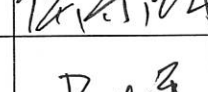
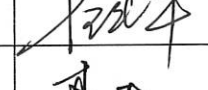


评价单位（盖章）：内蒙古隆安安全评价有限公司



2025 年 2 月

评价人员

	姓名	资格证号	从业登记编号	专业	签字
项目负责人	姚振明	0800000000203300	010639	采矿	
项目组成员	姬长兴	1700000000300202	030739	安全	
	侯宗有	S011011000110203000065	040453	地质	
	王国辉	1700000000200143	017991	机械	
	胡二奎	1700000000100188	031227	电气	
	郑 锐	1800000000300084	033191	采矿	
	李 焘	1800000000300099	033188	通风	
报告编制人	姚振明	0800000000203300	010639	采矿	
	侯宗有	S011011000110203000065	040453	地质	
报告审核人	崔建平	0800000000203282	000606	采矿	
过控负责人	李 焘	1800000000300099	033188	通风	
技术负责人	朱 伟	0800000000101056	005381	安全	

前言

额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿位于内蒙古自治区额尔古纳市北东 20km 处，行政区划隶属于额尔古纳市三河回族乡管辖。本项目为地下开采新建项目，生产规模为 195 万吨/年，采矿方法采用盘区机械化房柱嗣后充填采矿法、房柱嗣后充填采矿法、浅孔留矿嗣后充填采矿法。

额尔古纳诚诚矿业有限公司在东珺矿区及东珺矿区外围进行探矿，并发现新增矿带，为合理利用资源企业对采矿证范围内的资源进行整合并编制了《额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿 270 万吨/年采选整合扩建工程可行性研究报告》。

2024 年 12 月 4 日，内蒙古自治区发展和改革委员会以《内蒙古自治区发展和改革委员会关于额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿 270 万吨/年采选整合扩建工程项目核准的批复》（内发改产业发展字〔2024〕1351 号）对额尔古纳诚诚矿业有限公司采矿证范围内的 75 万吨/年采矿工程（改造项目）及 195 万吨/年采矿工程（新建）进行了批复。

受额尔古纳诚诚矿业有限公司的委托，我公司依据国家有关法律、法规、规范和标准对《额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿 270 万吨/年采选整合扩建工程可行性研究报告》（以下简称《可研报告》），有关额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿 270 万吨/年采选整合扩建工程项目二采区采矿工程（新建 195 万吨/年）的安全设施进行安全预评价。

“安全第一、预防为主、综合治理”是安全生产方针，《中华人民共和国安全生产法》第四条规定：“生产经营单位必须遵守本法和其他有关安全生产的法律、法规，加强安全生产管理，建立健全全员安全生产责任制和安全生产规章制度，加大对安全生产资金、物资、技术、人员的投入保障力度，改善安全生产条件，加强安全生产标准化、信息化建设，构建安全风险分级管控和隐患排查治理双重预防机制，健全风险防范化解机制，提高安全生产水平，确保安全生产”。第三十一条规定：“生产经营单位新建、改建、扩建工程项目（以下统称建设项目）的安全设施，必须与主体工程同时设计、同时施工、同时投入生产和使用。安全设施投资应当纳入建设项目概算”。第三十二条规定：“矿山、金属冶炼建设项目和用于生产、储存、装卸危险物品的建设项目，应当按照国家有关规定进行安全评价”。

安全预评价是依据国家法律、法规及规程标准，对建设项目可能存在的危险、有害因素及导致的危险、危害后果和程度进行辨识、分析和预测，提出有针对性的对策、措施，作为建设项目设计、施工和生产过程中安全管理的依据，同时为安全生产监督管理部门对建设项目实施监督和管理提供依据。

接受委托后，我公司成立评价项目组，组织评价人员进行了资料收集，在进行安全预评价的过程中，得到各级矿山安全监管部门和额尔古纳诚诚矿业有限公司的领导、管理人员的大力支持和协助，在此一并表示诚挚的谢意。



目录

第一章 评价对象与依据	1
1.1 评价对象和范围	1
1.2 评价依据	1
第二章 建设项目概述	8
2.1 建设单位概况	8
2.2 自然环境概况	10
2.3 建设项目地质概况	12
2.4 工程建设方案概况	34
第三章 定性定量评价	91
3.1 评价方法简介	91
3.2 总平面布置单元	93
3.3 开拓单元	98
3.4 提升和运输单元	105
3.5 采掘单元	108
3.6 通风单元	119
3.7 供配电设施单元	125
3.8 防排水与防灭火单元	133
3.9 排土场单元	139
3.10 安全避险“六大系统”单元	144
3.11 安全管理单元	145



3.12 重大危险源辨识单元	145
第四章 安全对策措施建议	146
4.1 《安全设施设计》应注意的安全问题	146
4.2 总平面布置安全对策措施	146
4.3 开拓系统安全对策措施建议	147
4.4 采掘作业安全对策措施	147
4.5 通风系统安全对策措施	147
4.6 供配电设施安全对策措施	147
第五章 评价结论	148
5.1 项目主要事故类别	148
5.2 重点防范的危险有害因素	149
5.3 项目重点防范措施	149
5.4 安全预评价综述	150
5.5 安全预评价结论	150
附件:	151

第一章 评价对象与依据

1.1 评价对象和范围

评价对象：本次评价范围为《可研报告》拟定的整合后的二采区（V、VI、VIII矿带）即额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿 270 万吨/年采选整合扩建工程项目二采区采矿工程（新建 195 万吨/年）。

评价范围：《可研报告》拟定的二采区范围内新建工程方案中的总平面布置、开拓、提升和运输系统、采掘系统、通风系统、防排水与防火系统、供配电设施系统、安全避险“六大系统”、排土场（废石场）、安全管理、重大危险源辨识和辅助生产工艺，不包括选矿厂、尾矿库等。

1.2 评价依据

1.2.1 法律、法规

（1）《中华人民共和国矿产资源法》（中华人民共和国主席令第三十六号公布，1986 年 3 月 19 日第六届全国人民代表大会常务委员会第十五次会议通过，根据 2009 年 8 月 27 日第十一届全国人民代表大会常务委员会第十次会议《关于修改部分法律的决定》第二次修正，自 2009 年 8 月 27 日起施行）。

（2）《中华人民共和国矿山安全法》（1992 年 11 月 7 日第七届全国人民代表大会常务委员会第二十八次会议通过根据 2009 年 8 月 27 日第十一届全国人民代表大会常务委员会第十次会议《关于修改部分法律的决定》修正）。

（3）《中华人民共和国劳动合同法》（主席令第 73 号，2012 年 12 月 28 日第 11 届全国人民代表大会常务委员会第 30 次会议修订，修改后的劳动合同法自 2013 年 7 月 1 日起施行）。

（4）《中华人民共和国特种设备安全法》（2013 年 6 月 29 日第十

二届全国人民代表大会常务委员会第三次会议通过，自 2014 年 1 月 1 日起施行）。

（5）《中华人民共和国职业病防治法》（中华人民共和国主席令第 48 号，根据 2018 年 12 月 29 日第十三届全国人民代表大会常务委员会第七次会议《关于修改〈中华人民共和国劳动法〉等七部法律的决定》修正，自 2018 年 12 月 30 日起施行）。

（6）《中华人民共和国消防法》（中华人民共和国主席令第 6 号，根据 2021 年 4 月 29 日第十三届全国人民代表大会常务委员会第二十八次会议《关于修改〈中华人民共和国道路交通安全法〉等八部法律的决定》第二次修正，自 2021 年 4 月 29 日起施行）。

（7）《中华人民共和国安全生产法》（中华人民共和国主席令第 13 号，根据 2021 年 6 月 10 日第十三届全国人民代表大会常务委员会第二十九次会议《关于修改〈中华人民共和国安全生产法〉的决定》第三次修正），自 2021 年 9 月 1 日起施行）。

（8）《中华人民共和国突发事件应对法》（2007 年 8 月 30 日第十届全国人民代表大会常务委员会第二十九次会议通过 2024 年 6 月 28 日第十四届全国人民代表大会常务委员会第十次会议修订）。

（9）《特种设备安全监察条例》（根据 2009 年 1 月 24 日《国务院关于修改〈特种设备安全监察条例〉的决定》修订）。

（10）《工伤保险条例》（2003 年 4 月 27 日中华人民共和国国务院令 375 号公布 根据 2010 年 12 月 20 日《国务院关于修改〈工伤保险条例〉的决定》修订）。

（11）《民用爆炸物品安全管理条例》（2006 年 4 月 26 日国务院第 134 次常务会议通过，2006 年 5 月 10 日国务院令 466 号公布，2014 年 7 月 29 日国务院 令 653 号《国务院关于修改部分行政法规的决定》

第一次修正）。

（12）《安全生产许可证条例》（中华人民共和国国务院令第 397 号，公布，根据 2014 年 7 月 29 日《国务院关于修改部分行政法规的决定》修订，自 2014 年 7 月 29 日起施行）。

（13）《生产安全事故报告和调查处理条例》（中华人民共和国国务院令第 493 号，根据《国家安全监管总局关于修改〈生产安全事故报告和调查处理条例〉罚款处罚暂行规定等四部规章的决定》修订，自 2015 年 5 月 1 日起施行）。

（14）《生产安全事故应急条例》（中华人民共和国国务院令第 708 号，2018 年 12 月 5 日国务院第 33 次常务会议通过，自 2019 年 4 月 1 日起施行）。

（15）《国家安全监管总局关于发布金属非金属矿山禁止使用的设备及工艺目录（第一批）的通知》（安监总管一〔2013〕101 号）。

（16）《国家安全监管总局关于发布金属非金属矿山禁止使用的设备及工艺目录（第二批）的通知》（安监总管一〔2015〕13 号）。

（17）《非煤矿山企业安全生产许可证实施办法》（经 2009 年 4 月 30 日国家安全生产监督管理总局局长办公会议审议通过，2009 年 6 月 8 日实施；2015 年 5 月 26 日国家安全监管总局令第 78 号修正）。

（18）《生产经营单位安全培训规定》（根据 2013 年 8 月 29 日国家安全生产监督管理总局令第 63 号第一次修正，根据 2015 年 5 月 29 日国家安全生产监督管理总局令第 80 号第二次修正）。

（19）《特种作业人员安全技术培训考核管理规定》（根据 2013 年 8 月 29 日国家安全生产监督管理总局令第 63 号第一次修正，2015 年 5 月 29 日国家安全生产监督管理总局令第 80 号第二次修正）。

（20）《安全生产培训管理办法》（国家安全生产监督管理总局令

第 44 号，根据 2015 年 5 月 29 日国家安全生产监督管理总局令第 80 号第二次修正）。

（21）《金属非金属矿山建设项目安全设施目录（试行）》（2015 年 3 月 16 日国家安全生产监督管理总局令第 75 号，自 2015 年 7 月 1 日起施行）。

（22）《国家安全监管总局关于印发金属非金属矿山建设项目安全评价报告编写提纲的通知》（安监总管一〔2016〕49 号）。

（23）《安全生产责任保险实施办法》（安监总办〔2017〕140 号）。

（24）《生产安全事故应急预案管理办法》（2016 年 6 月 3 日国家安全生产监督管理总局令第 88 号公布，自 2016 年 7 月 1 日起施行；根据 2019 年 7 月 11 日应急管理部令第 2 号修正）。

（25）《关于加强非煤矿山安全生产工作的指导意见》（矿安〔2022〕4 号）。

（26）《国家矿山安全监察局关于开展非煤地下矿山隐蔽致灾因素普查治理工作的通知》（矿安〔2022〕76 号）。

（27）《金属非金属矿山重大事故隐患判定标准》（矿安〔2022〕88 号）。

（28）《国家矿山安全监察局关于印发 执行安全标志管理的矿用产品目录的通知》（矿安〔2022〕123 号）。

（29）《企业安全生产费用提取和使用管理办法》（财资〔2022〕136 号）。

（30）《国家矿山安全监察局关于印发〈矿山生产安全事故报告和调查处理办法〉的通知》（矿安〔2023〕7 号）。

（31）《中共中央办公厅国务院办公厅关于进一步加强矿山安全生产工作的意见》（2023 年 9 月 6 日，中共中央办公厅、国务院办公厅）。

（32）《国家矿山安全监察局关于印发 2024 年矿山安全先进适用技术及装备推广目录与落后工艺及设备淘汰目录的通知》（国家矿山安全监察局，2024 年 6 月 17 日）。

（33）《国家矿山安全监察局关于印发〈金属非金属矿山重大事故隐患判定标准补充情形〉的通知》（矿安〔2024〕41 号）。

（34）《国家矿山安全监察局关于进一步加强非煤矿山安全生产行政许可工作的通知》（矿安〔2024〕70 号）。

（35）《内蒙古自治区矿山安全监管局关于印发 内蒙古自治区非煤矿山建设项目安全设施“三同时”监督管理办法的通知》（内矿安字〔2024〕72 号）。

（36）《国家矿山安全监察局关于印发〈矿用自救器安全管理规定（试行）〉的通知》（国家矿山安全监察局 2024 年第 25 次局务会议审议通过，2025 年 1 月 2 日公布）。

（37）《内蒙古自治区安全生产条例》（2022 年 11 月 23 日，内蒙古自治区第十三届人民代表大会常务委员会第三十八次会议通过《内蒙古自治区人民代表大会常务委员会关于修改〈内蒙古自治区安全生产条例〉的决定》，自 2023 年 1 月 1 日起施行）。

（38）《内蒙古自治区人民政府办公厅关于印发〈内蒙古自治区落实生产经营单位安全生产主体责任规定〉的通知》（内政办发〔2018〕49 号）。

1.2.2 标准、规范

（1）《企业职工伤亡事故分类》GB6441-86。

（2）《厂矿道路设计规范》GBJ22-87。

（3）《矿山安全标志》GB14161-2008。

（4）《建筑物防雷设计规范》GB50057-2010。

（5）《工业企业设计卫生标准》GBZ1-2010。

- (6) 《工业企业总平面设计规范》 GB50187-2012。
- (7) 《爆破安全规程》 GB6722-2014。
- (8) 《中国地震动参数区划图》 GB18306-2015。
- (9) 《建筑设计防火规范》（2018 版） GB50016-2014。
- (10) 《金属非金属矿山安全规程》 GB16423-2020。
- (11) 《矿山电力设计标准》 GB50070-2020。
- (12) 《个体防护装备配备规范第 1 部分：总则》 GB39800.1-2020。
- (13) 《个体防护装备配备规范第 4 部分：非煤矿山》 GB39800.4-2020。
- (14) 《一般工业固体废物贮存和填埋污染控制标准》 GB18599-2020。
- (15) 《建筑防火通用规范》 GB55037-2022。
- (16) 《生产过程危险和有害因素分类与代码》 GB/T13861-2022。
- (17) 《安全评价通则》 AQ8001-2007。
- (18) 《安全预评价导则》 AQ8002-2007。
- (19) 《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》 AQ2031-2011。
- (20) 《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》 AQ2032-2011。
- (21) 《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》 AQ2036-2011。
- (22) 《金属非金属地下矿山人员定位系统通用技术要求》（KA/T2051-2016）
- (23) 《金属非金属地下矿山通信联络系统通用技术要求》（KA/T2052-2016）
- (24) 《金属非金属地下矿山监测监控系统通用技术要求》（KA/T2053-2016）
- (25) 《金属非金属矿山在用设备设施安全检测检验目录》（KA/T2

075-2019)

(26) 《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》KA/T2033-2023。

(27) 《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》KA/T2034-2023。

(28) 《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》KA/T2035-2023。

(29) 《矿山地面建筑设施安全防护要求》KA/T19-2023。

1.2.3 建设项目技术资料

(1) 《内蒙古自治区额尔古纳市东珺矿区锌多金属矿资源储量核实报告》，内蒙古第六地质矿产勘查开发有限责任公司，2023 年 10 月。

(2) 《额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿 270 万吨/年采选整合扩建工程可行性研究报告》，金建工程设计有限公司，2024 年 2 月。

1.2.4 其他评价依据

(1) 安全预评价委托书。

(2) 《内蒙古自治区发展和改革委员会关于额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿 270 万吨/年采选整合扩建工程项目核准的批复》（内发改产业发展字〔2024〕1351 号，批复时间：2024 年 12 月 4 日）。

(3) 营业执照（统一社会信用代码：91150784664057800Q，登记机关：额尔古纳市市场监督管理局，登记日期：2023 年 3 月 28 日）。

(4) 采矿许可证（证号：C1500002019033210147618，发证机关：呼伦贝尔市自然资源局，有效期限：自 2024 年 1 月 5 日至 2025 年 3 月 5 日）。

(5) 企业提供的其他相关资料。

第二章 建设项目概述

2.1 建设单位概况

2.1.1 建设单位简介

企业名称：额尔古纳诚诚矿业有限公司

企业类型：有限责任公司（自然人投资或控股的法人独资）

法定代表人：罗立超

矿山名称：额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿

地 址：额尔古纳市额尔古纳大街 287 号

开采方式：地下开采

开采矿种：锌矿、铅矿、银矿、金矿、砷矿、硫矿

矿区面积：13.7957km²

2.1.2 建设项目背景

额尔古纳诚诚矿业有限公司（以下简称“公司”）于 2007 年 7 月成立，注册资本人民币 5.7158 亿元，系内蒙古都成矿业股份有限公司全资子公司。公司位于内蒙古额尔古纳市，以有色金属矿产勘探、采选、加工和销售为主营业务。

2019 年 3 月 8 日，额尔古纳诚诚矿业有限公司取得了由原内蒙古自治区国土资源厅颁发的《采矿许可证》，矿区面积 3.0240km²，有效期为 2019 年 3 月 8 日至 2025 年 3 月 8 日。

2023 年 10 月，额尔古纳诚诚矿业有限公司委托内蒙古第六地质矿产勘查开发有限责任公司编制了《内蒙古自治区额尔古纳市东珺矿区锌多金属矿资源储量核实报告》。

2024 年 1 月 5 日，额尔古纳诚诚矿业有限公司变更了《采矿许可证》并扩大矿区面积，扩大后矿区面积 13.7957km²，有效期为 2024 年 1 月 5

日至 2025 年 3 月 5 日。

2024 年 2 月，额尔古纳诚诚矿业有限公司委托金建工程设计有限公司编制了《额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿 270 万吨/年采选整合扩建工程可行性研究报告》。

2.1.3 立项情况

根据《内蒙古自治区发展和改革委员会关于额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿 270 万吨/年采选整合扩建工程项目核准的批复》（内发改产业发展字〔2024〕1351 号），本次立项主要建设内容为改造 75 万吨/年采矿系统，新建回风井工业场地即相应的井巷工程等；本工程建设内容为新建 195 万吨 / 年采矿系统，构建井巷开采采矿工程；改扩建选矿厂，在原 90 万吨 / 年选矿能力基础上，新增 180 万吨 / 年选矿能力，达到 270 万吨 / 年选矿规模，改造破碎预选车间，更换选矿厂一分厂和二分厂的过滤设备，扩建原有尾砂分级脱水车间等；采选配套设施建设包括废石堆场（排土场）、工业场地、仓储设施、 道路运输设施、供热采暖设施、通风除尘设施、供排水设施、 输变电及供配电设施、充填设施、环境保护设施、节能减排设 施、安全生产设施、卫生消防设施，以及办公生活等相关配套附属和辅助设施。

项目总投资 118506.2 万元， 资金来源为企业自筹。

建设年限为 2024 年至 2029 年。

2.1.4 地理位置及交通

额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿位于内蒙古自治区额尔古纳市北东 20km 处，行政区划隶属于额尔古纳市三河回族乡管辖。矿区地理坐标：

东经：120° 18′ 27″ ~120° 22′ 57″ ；

北纬：50° 21′ 32″ ~50° 23′ 02″ 。

矿区位于额尔古纳市东北，距根河火车站运距约 100km，距室韦口岸运距约 140km，距呼伦贝尔东山国际机场运距约 145km。国道 G332 从其南侧 2.2km 处经过，国道 G331 从其西侧 7.8km 处经过，区内有矿权人自建公路与国道 G332 相通，交通较为便利（详见矿区交通位置图 1-1）。

2.2 自然环境概况

矿区位于大兴安岭西北麓，根河北岸，属森林沼泽景观区，地形地貌类型为低山山地，地形起伏较大，坡度陡峻，多呈近东西向脉状分布，海拔高度 590~900m，相对高差约 310m，最高峰位于矿区中北部海拔高 900m，山地坡度在 5° ~ 30° 之间。矿区最低为根河平水期水位，标高为 587.41m，为当地最低侵蚀基准面标高。

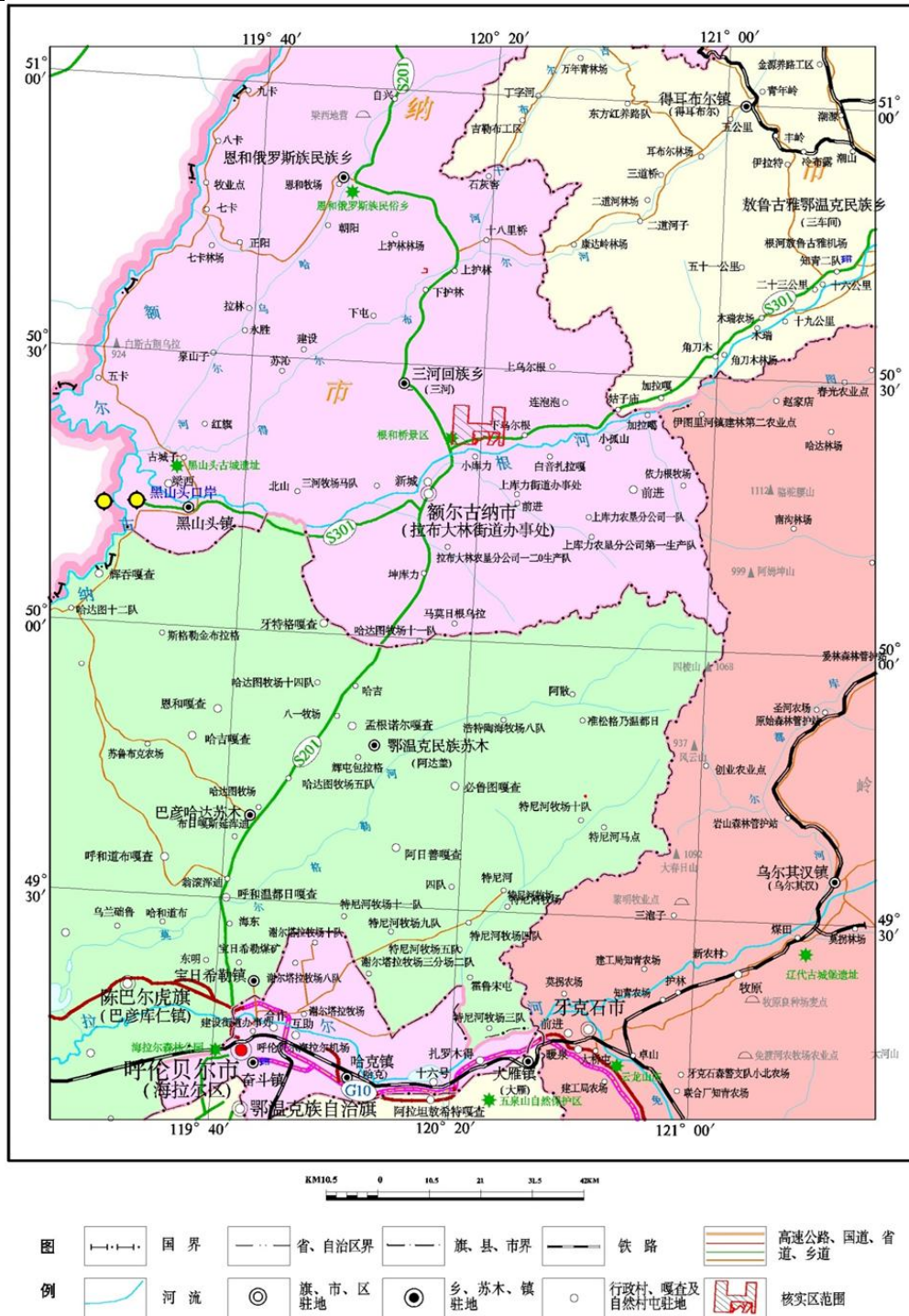


图 1-1 矿区交通位置图

矿区为中温带季风性半干旱森林草原气候，夏季湿热短暂，冬季严寒漫长，寒暑气温差距大，昼夜温差大。年最高气温 37.5℃，最低气温 -46.8℃，多年平均气温为-1.4℃。降水量多集中在 6 月下旬~9 月上旬，最大年降水量为 715.0mm，最小年降水量 283.8mm，平均年降水量 336.3mm，

最大日降水量 42.8mm，多日连续最大降水量 81.6mm；当地盛行风向为南、南南西向，多年平均风速 1.97m/s，最大风速 13.8m/s；每年 9 月下旬至翌年 5 月上旬为冰冻期，地表为季节性冻土层，局部有孤岛状长年不化的永冻层，厚度为 2.0~3.94m，平均冻土深度 2.60m。

水系较发育，根河为区内最大河流，位于矿区南部，主河道与矿区直距约 1.5km，自东向西径流，最终汇入额尔古纳河。最大流量为 3680m³/s，最小流量为 0.298m³/s。

根据《中国地震动峰值加速度区划图》（GB18306-2015），本区地震动峰值加速度为 0.05g，对照烈度为 VI 度。依据历史资料，区内没有发生过山体滑坡、泥石流等重大自然地质灾害的记录。

矿区所在地额尔古纳市居民以汉族、蒙族为主，另有回族、俄罗斯族等。经济以农、牧业为主，小型林业生产、加工为辅，主要农作物有小麦、大麦、油菜，牧业以牛、羊、马、猪为主，粮食自给有余，劳动力资源充足。居民所需生产和生活物资需外运，交通运输主要靠汽车。区域上矿产资源丰富，已发现 7 类 19 种矿产，主要包括煤、砂金、岩金、铅锌、铁、萤石、大理岩、矿泉水等。

2.3 建设项目地质概况

2.3.1 矿区地质概况

矿区地层以中侏罗统塔木兰沟组 (J_2tm) 为主，也是锌多金属矿体的含矿层位，其次为第四系全新统 (Qh)。

2.3.1.1 地层

1) 中侏罗统塔木兰沟组 (J_2tm)

矿区内大面积分布，是锌多金属矿体的含矿层位。出露面积 9.93km²，占总面积的 67.32%。在塔木兰沟期沿根河断裂以裂隙式火山溢流作用为主的火山活动下形成，地层总体呈近东西走向，倾向北北东，倾角约 15°，

局部受火山穹窿作用影响，产状发生变化。多见次火山岩相的安山玢岩、粗安玢岩、次安山质岩屑角砾熔岩侵入，偶见晚侏罗世二长斑岩($J_3\eta\pi$)、花岗斑岩($J_3\gamma\pi$)侵入。矿区内施工两个千米钻孔 ZK5-1 孔深 1137.56m、ZK50307 孔深 1165.11m，未见该地层底界，区域上地层厚度大于 2000m。

2) 上侏罗统满克头鄂博组 (J_3mk)

主要分布在矿区东部，地表和钻孔均可见到，呈零星分布，出露面积 1.03km^2 ，占总面积的 6.97%。岩性主要为流纹质火山角砾岩、熔结凝灰岩、安山质熔结角砾岩、含安山质角砾晶屑凝灰岩等。厚度大于 739m，与下伏塔木兰沟组地层呈角度不整合接触。

3) 第四系全新统 (Qh)

(1) 洪积物 (Qh^{pl})

沿山麓分布，出露面积约 1.44km^2 ，占总面积的 9.79%。由黑色腐殖土、褐黄色砂质黏土、粉质黏土及坡积碎石组成。厚度一般为 2~3m，低洼处可达 5~6m。

(2) 河流冲积物 (Qh^{al})

分布于沟谷中，出露面积约 2.35km^2 ，占总面积的 15.92%。上部为黑色腐殖土、淤泥，下部为河流砂，并混有大小不等的砾石及粉质黏土等。厚度 10~20m。

2.3.1.2 构造

矿区位于近东西向的根河断裂、小加布果斯沟-育良断裂共同组成的区域性控岩、控矿构造带中，该构造带控制中生代火山-岩浆活动带及火山热液型矿床的分布，受此区域应力作用影响，区内以断裂构造为主体，形成一系列近东西向、北东向、北西向断裂构造，局部受火山喷发岩浆上拱作用形成穹窿构造。

1) 成矿期构造

（1）控岩、控矿构造带

矿区位于由根河断裂（F1）、小加布果斯沟-育良断裂（F2）共同组成的近东西向区域控岩构造带内，区内中侏罗统塔木兰沟组地层及次火山岩、晚侏罗世浅成酸性侵入体均受其控制。

小加布果斯沟-育良断裂与区域性根河大断裂处于同一应力系统下的平行断裂。均是重要的导矿、控岩构造，也是含矿热液的运移通道。具有多期活动的特点，力学性质整体上以张扭性为主，构造岩特征以构造角砾岩为主，角砾棱角状、次棱角状，大小不等，碎裂结构发育。局部见构造透镜体、圆化角砾结构显示定向、平行劈理带等。断裂延长、延深形态特征均较稳定，断裂带内气液蚀变作用强烈，局部见锌多金属矿体，安山玢岩、次火山角砾熔岩、酸性岩体等沿断裂被动侵位。

具左行正向滑动特征，错断环形构造使其发生左行位移。小加布果斯沟-育良断裂北部下盘上升，沉凝灰岩层位被剥蚀，南部上盘下降，分布稳定的沉凝灰岩层位，沉凝灰岩与下伏安山岩等形成原生成矿构造，为似层状锌多金属矿体的就位提供空间。同时其派生的继承性次生成矿构造，是陡脉状锌多金属矿体的赋存部位。

（2）原生成矿构造

矿体赋存于沉凝灰岩与下伏安山岩、凝灰岩界面中，岩石具轻微碎裂化、层间节理、裂隙构造较发育，多被含方铅矿、闪锌矿石英脉等充填，以交代作用为主，形成似层状锌多金属矿体，围岩蚀变有绿泥石化、绢云母化等，局部被安山玢岩被动侵位。

受火山喷发岩浆上拱作用，形成穹窿构造，使沉凝灰岩与下伏安山岩、凝灰岩等岩性界面弯曲变形，形成平缓褶皱。枢纽主要位于Ⅱ矿带与Ⅵ矿带过渡部位，地貌上为山脊，走向北北西，出露长约 800m，宽约 300m，轴面近直立，核部被二长斑岩、次火山角砾熔岩侵位，Ⅱ矿带陡

脉状铅锌矿体位于该部位。自穹窿中心往外，翼部岩层外倾、倾角由陡变缓，其中含矿沉凝灰岩、凝灰岩等岩性界面主要位于北东翼，是VI矿带、X矿带似层状锌多金属矿体的赋存部位，靠近VI矿带北东边缘，岩层有逐渐抬升趋势。

（3）次生成矿构造（F6）

在近东西向区域构造应力作用影响下，派生出与之近平行的次生含矿断裂（F6）。分布于核实区北西角VI矿带，走向近东西，南倾，倾角 $60\sim 70^{\circ}$ ，延长约 1.0km，延伸约 0.7km，宽度约 80m。以张扭性应力作用为主，多见碎裂化安山岩、构造角砾岩等，角砾呈棱角状、次棱角状，成分以安山岩为主，局部见碎裂结构。安山玢岩、次火山角砾熔岩等沿断裂带被动侵位，张性裂隙被锌多金属矿及含锌多金属矿石英脉等充填，成矿方式以充填作用为主，形成陡脉状锌多金属矿体（VI-1 及其从属矿体带），矿体具尖灭再现、分支复合现象，围岩蚀变不发育。

2）成矿后构造

（1）北东向断裂（F5）

位于矿区南东部，构造带出露长度约 3.6km，宽度约 150m，呈北东向展布，倾向约 135° ，倾角约 80° 。地貌上为较宽缓的沟谷。岩石强烈破碎，多未固结，呈角砾、岩粉等，局部见方铅矿、闪锌矿等矿物碎粒，沿断裂带内无岩浆活动、无矿化蚀变。为成矿期后断裂，错断VI矿带内的锌多金属矿体。

（2）北西向小加布果斯沟断裂（F7）

位于矿区西南角，为区域上小加布果斯沟断裂的一部分，区内露长度约 0.8km，宽度约 250m，呈北西向展布，与北东向构造（F5）交汇。地貌上为现代河谷。沿断裂无岩浆活动、无矿化蚀变，断裂带内多由未固结的角砾、碎屑、断层泥等物质组成。偶见锌多金属矿化蚀变岩石碎

块、碎屑。

（3）中加布果斯沟断裂（F8）

位于矿区中部，地貌上表现为中加布果斯沟。表现为构造破碎带，带中可见构造角砾岩，构造角砾大小悬殊，呈棱角或次棱角状，无压扁或磨圆。

2.3.1.3 岩浆岩

1) 侵入岩

矿区内侵入岩规模较小，以超浅成-浅成相的酸性侵入体为主，沿断裂构造呈岩枝、岩脉状被动侵位，其中二长斑岩与陡脉状锌多金属矿体空间关系密切，在矿区中部呈脉状少量出露，推测深部应有隐伏的岩株状浅成相酸性岩体，矿体位于二长斑岩与安山岩的内外接触带中。其次于深部见成矿期后的安山玢岩岩脉。

2) 火山岩

矿区位于三河地营子-尖子山火山断陷-沉积盆地（IV级）边缘，毗邻根河火山裂隙式火山喷发带，在塔木兰沟喷发阶段以裂隙式火山溢流作用为主，形成中性、中基性熔岩夹火山碎屑岩系。根据火山通道及附近各种堆积物及其构造特征，进一步划分为火山穹窿（V级）火山机构。铅锌多金属矿在火山喷发间歇期次火山热液活动阶段形成，似层状锌多金属矿体赋存于爆发相、火山沉积相、溢流相作用下形成的不同岩性界面中，陡脉状铅锌矿体赋存于火山断裂构造中。

受根河断裂区域构造岩浆活动作用影响，矿区内火山穹窿构造（V级）呈近东西向、北北东向展布，次火山角砾熔岩、安山玢岩、粗安玢岩、二长斑岩等沿火山穹窿构造侵位。地形上表现为连续的山脊，陡脉状锌多金属矿体、石英脉沿构造充填，展布方向与构造一致。

火山穹窿的岩相有火山爆发相、火山喷发沉积相、火山溢流相、次

火山岩相等。穹窿中心平向上呈圆形、椭圆形，被次火山岩相的次火山角砾熔岩、二长斑岩等占据，经侵蚀后次火山角砾熔岩、二长斑岩等出露地表。逐渐向外过渡为爆发相并夹有喷发沉积相的晶屑岩屑凝灰岩、沉凝灰岩等，受岩浆运移垂直力作用顶起上覆岩层，岩层厚度在中心减小向翼部增大，岩层外倾。

2.3.1.4 变质作用

矿区变质作用以气液变质作用、动力变质作用为主，并且与铅锌多金属矿体关系密切，接触变质作用较弱，仅发育在浅成-超浅成岩体及次火山岩与围岩的外接触带附近。

1) 气液变质作用（围岩蚀变）

矿区内主要蚀变类型包括绿泥石化、绿帘石化、高岭石化、碳酸盐化、绢云母化、硅化等。

2) 动力变质作用

沿断裂带、层间裂隙构造带分布，成矿期构造带中伴随气液蚀变及矿化作用，根据应力强度划分如下几种主要动力变质岩类型：碎裂化岩石、碎裂岩、构造角砾岩、热液角砾岩。

3) 接触变质作用

局限在安山玢岩、次火山角砾熔岩等侵入体与围岩安山岩、凝灰岩等的接触带附近，围绕侵入体分布。围岩化学性质稳定，以热变质作用形成的热变质岩为主，由于侵入体规模普遍较小，一般形成 1~8cm 的褪色烘烤边。

2.3.2 水文地质概况

矿区位于大兴安岭西北麓，根河北岸，属森林沼泽景观区。矿区地处地貌单元的低山区，矿床大部分赋存在分水岭地带，水文地质单元的补给、径流区。地下水各含水层之间无明显隔水层，为统一含水体，存

在相互补给关系。矿区水位埋深由于地形原因差异较大，在 0.0~174.60m 之间，最低侵蚀基准面标高为 587.41m，矿坑水自然排泄标高 665~600m，水位标高 847.88~567.30m，矿体赋矿标高为-142~+710m，大部分矿体位于地下水及最低侵蚀基准面以下。

矿区内水系较发育，根河为区内最大河流，位于矿区南部，主河道与矿区最近直距 0.6km 左右，自东向西径流，最终汇入额尔古纳河。据拉布大林水文站资料，根河最高水位为 99.83m（假定基面）（2013 年 6 月 30 日），最低水位 94.10m（假定基面）（2017 年 2 月 27 日、2018 年 1 月 31 日），最大水位差在 5.73m。最大流量为 3680m³/s（2013 年 6 月 30 日），最小流量为 0.298m³/s（2018 年 2 月 28 日）。

在矿区分布的根河次级溪流主要有小加布、中加布果斯沟溪流，均为季节性溪流，枯水期断流。

2.3.2.1 矿区水文地质条件

1) 含水层特征

（1）第四系松散岩类孔隙水（I）

①第四系全新统松散岩类孔隙水（I₁）

分布于根河及其支流小加布、中加布果斯沟沟谷内，上部为黑色腐殖土、淤泥，下部为河流砂，并混有大小不等的砾石及粉质黏土等。厚度 10~20m。第四系厚度 1.0~42.5m，水位埋深 0~21.1m。根河河谷第四系孔隙水水量丰富，含水层厚度为 8.9~38.6m，单位涌水量 0.696~0.81L/s·m，富水性中等，矿化度 0.29~0.38g/L，水化学类型为 HCO₃-Ca·Mg 型水。主要受大气降水及基岩裂隙水补给，属矿床充水间接影响因素。

②第四系更新统松散岩类孔隙水（I₂）

沿山麓分布，由黑色腐殖土、褐黄色砂质粘土、粉质粘土及坡积碎

石组成。厚度一般为 2~3m，低洼处可达 5~6m。富水性弱。主要受大气降水及基岩裂隙水补给，属矿床充水间接影响因素。

（2）基岩裂隙水（II）

该含水层在矿区内广泛分布，岩性主要为中侏罗统塔木兰沟组（ J_2tm ）安山岩、凝灰岩、沉凝灰岩，上侏罗统满克头鄂博组（ J_3mk ）晶屑岩屑凝灰角砾岩、含角砾凝灰岩、火山角砾岩，上侏罗统白音高老组（ J_3b ）流纹岩、流纹质凝灰岩、流纹质角砾岩等，可分为基岩风化裂隙水和脉状基岩构造裂隙水。

①基岩风化裂隙水（II₁）

该含水层不受时代和岩性控制，广为分布，浅部岩石受外营力作用较强，风化裂隙发育，上部风化裂隙带含裂隙水。其富水性不仅受埋藏深浅控制，而且还明显受地形高低控制。地下水由高处向低处径流，低洼的沟谷水位埋藏较浅，含水层厚度增大，富水性较强；而地形较高的坡脊水位埋藏较深，含水层厚度减小，富水性较弱。水位埋深多在 0.00~100.0m 之间，个别埋深较大，最大埋深可达 174.40m。含水层厚度在 2.80~164.50m。

矿床位于地势较高处，据矿区以往施工水文地质钻孔抽水试验得知：单位涌水量为 0.0088~0.024 L/s·m，最大 0.322L/s·m，最小 0.0009 L/s·m，泉流量为 0.066L/s，富水性中等-弱-极弱，矿区基岩风化裂隙水富水性极不均一。pH 值 7.5~8.32，矿化度 0.26~0.72g/L，水化学类型为 HCO_3-Ca 、 $HCO_3-Ca \cdot Mg$ 、 $HCO_3-Ca \cdot Na$ 型水，受大气降水和侧向补给，为矿床主要充水因素。

②脉状基岩构造裂隙水（II₂）

矿区内未见褶皱构造，断裂构造发育，近东西向的根河断裂、小加布里斯沟-育良断裂（F2）共同组成的区域性控岩、控矿构造带中，该构

造带控制中生代火山-岩浆活动带及火山热液型矿床的分布，受此区域应力作用影响，矿区内以断裂构造为主体，形成一系列近东西向、北东向、北西向断裂构造，局部受火山喷发岩浆上拱作用形成穹窿构造。

影响矿体的主要断裂构造为小加布果斯沟-育良断裂（F2）、北东向断裂（F5）及北西向中加布果斯沟断裂（F8）。成矿后构造 F7 位于矿区内南西侧与北东向构造交汇，北西向展布，断层破碎带及其两侧裂隙发育，断层内岩石破碎，伴有断层泥，多为压扭性断层。

该类地下水赋存条件极不均一，含水层主要分布在矿区内断裂构造内，沿构造呈脉状分布，承压性微弱，与基岩风化裂隙水相互连通，相互补给。矿区 F2、F5 等多个断层构造带内岩石强烈破碎，多未固结，呈角砾、岩粉等。据矿区以往施工水文地质钻孔抽水试验得知：大部分构造富水性偏弱，单位涌水量 $0.020\sim0.032\text{L/s}\cdot\text{m}$ ，富水性弱，渗透系数 0.003m/d ，导水系数为 $0.45\text{m}^2/\text{d}$ ，矿化度 $0.25\sim0.27\text{g/L}$ ，pH 值 $7.32\sim7.62$ ，水化学类型 HCO_3-Ca 、 $\text{HCO}_3-\text{Ca}\cdot\text{Mg}$ 型水；局部地段富水性中等，矿区小加布果斯沟-育良断裂东侧及断裂构造富水性中等，单位涌水量 $0.172\sim0.252\text{L/s}\cdot\text{m}$ ；南西方向，距根河沟谷第四系孔隙水较近，钻孔中所见该构造带内岩石强烈破碎，多未固结，呈角砾、岩粉等，据钻孔抽水试验可知，单井涌水量 1.828L/s ，单位涌水量 $0.167\text{L/s}\cdot\text{m}$ ，富水性中等，渗透系数 0.165m/d ，pH 值 7.9 ，矿化度 0.32g/L ，水化学类型为 $\text{HCO}_3\cdot\text{Cl}-\text{Mg}\cdot\text{Ca}\cdot\text{Na}$ 型水。

矿区构造裂隙水富水性不均一，小加布果斯沟-育良断裂（F2）北东部及 F5、F7 南西方向交汇处，位于根河北岸富水性为中等，其它富水性弱-极弱。暂未发现有强赋水的构造裂隙水。主要受大气降水与基岩风化裂隙水补给，为矿体直接充水因素。

③隔水层

含水层风化带以下为相对隔水岩层，岩石岩性为中侏罗统塔木兰沟组（ J_2tm ）火山岩地层，主要为晶屑岩屑凝灰岩、沉凝灰岩、安山岩、凝灰熔岩和火山角砾岩，节理裂隙不发育，岩石完整，致密较坚硬，岩芯呈柱状，无地下水活动痕迹，吸水性差，遇水不崩解，起相对隔水作用。

2) 矿区地下水的补给、径流与排泄条件

矿区地处低山区，第四系松散覆盖层薄，矿区具有中温带季风性半干旱森林草原气候特点，年降水量较小，平均年降水量 336.3mm，矿区地下水主要补给来源为大气降水，地形较陡，有利于自然排水。矿区地处分水岭地带，地下水的补给来源主要为大气降水与地下径流。矿区内地形切割较强烈，地表植被较发育，除山坡地带有少量基岩裸露外，大部分被腐殖土及残坡积粘性土所覆盖，矿区地下水与大气降水关系较密切。大气降水渗入地下部分，补给基岩风化裂隙潜水及第四系孔隙水，基岩构造裂隙水则接受第四系孔隙水及基岩风化裂隙水的补给。基岩风化裂隙水由山坡向沟谷方向径流，补给第四系孔隙水，地下水以地表径流、泉水及人工开采的方式排泄，最终排泄于根河，矿区浅层地下水的径流与排泄条件均较好，深部地下水的径流条件较差。

3) 矿坑涌水量预测

根据《可研报告》，X 矿带在标高 210m 时矿坑正常涌水量 $1272m^3/d$ ，矿坑最大涌水量 $1908m^3/d$ ，在标高 10m 时矿坑正常涌水量 $1523m^3/d$ ，矿坑最大涌水量 $2285m^3/d$ ；XB 矿带在标高 290m 时矿坑正常涌水量 $359m^3/d$ ，矿坑最大涌水量 $539m^3/d$ ；VI 矿带在标高 410m 时矿坑正常涌水量 $1776m^3/d$ ，矿坑最大涌水量 $3552m^3/d$ ，在标高 210m 时矿坑正常涌水量 $1614m^3/d$ ，矿坑最大涌水量 $3228m^3/d$ ；V 矿带矿坑正常涌水量 $763m^3/d$ ，矿坑最大涌水量 $1145m^3/d$ ；VIII 矿带矿坑正常涌水量 $5815m^3/d$ ，矿坑最大涌水量 $8723m^3/d$ 。

4) 水文地质类型

依据《可研报告》，矿区水文地质勘查类型为以裂隙含水层充水为主水文地质条件中等型的矿床，即第二类第二型。

2.3.3 工程地质概况

2.3.3.1 工程地质岩组特征

1) 第四系松散岩类岩组

矿区地层以中侏罗统塔木兰沟组(J_2tm)为主，也是锌多金属矿体的含矿层层位，局部被上侏罗统满克头鄂博组(J_3mk)不整合覆盖。第四系全新统(Qh)分布于河谷、山麓等地。第四系岩性主要由灰黑色腐殖土、细砂、中砂、卵石、砾石等冲积组成；基岩岩性主要为安山岩、凝灰岩、沉凝灰岩及分布少许酸性火山熔岩、酸性火山碎屑岩。

根据岩石类型、构造破坏程度、岩石结构类型、完整程度及物理力学性质，将岩石划分为三个工程地质岩组：即软弱岩组、半坚硬—坚硬岩组、坚硬岩组。岩石物理、力学试验性质成果见表 3-9。

(1) 软弱岩组

主要为第四系残坡积碎石土、构造破碎带及软弱夹层，第四系残坡积厚度在 1~42.5m 不等，构造破碎带厚度在 150m 左右，岩石具中—弱碳酸盐化和绿泥石化，受局部构造蚀变带影响，岩（矿）石胶结差、松散，岩石力学强度低，饱和抗压强度一般 $<30\text{MPa}$ ，RQD 值偏低或无意义，岩体质量差。

(2) 半坚硬—坚硬岩组

该岩组岩性主要为岩屑晶屑凝灰岩、安山质凝灰岩、沉凝灰岩等，岩石一般较完整，裂隙较发育，多呈闭合状，RQD 值多在 70~85%之间，岩石质量等级 II 级，好的，岩体较完整。饱和抗压强度 30.2~134.0MPa，平均饱和抗压强度 62.55MPa，属半坚硬—坚硬岩，软化系数 0.43~0.95，

最小为 0.21，大部分 >0.75 ，属软化-不易软化岩石，弹性模量 10.2~16.5GPa，泊松比 0.19~0.21，内聚力 1.32~17.8MPa，内摩擦角 33.4° ~ 37.6° 。岩体质量系数（Z）1.23~2.6，质量评级为一般~好，岩体质量指标（M）1.03~1.44，质量评级为良。

（3）坚硬岩组

该岩组岩性主要为安山岩、安山玢岩、安山质凝灰岩及矿体等，该岩石致密坚硬，裂隙不发育，RQD 值多在 85~100%之间，岩石质量等级 I 级，极好的，岩体完整。饱和抗压强度多在 60.1~191.0MPa，平均 101.3MPa，属坚硬岩，软化系数 0.47~0.94，多数属不易软化岩石，少数属易软化岩石，弹性模量 10.4~24.6GPa，泊松比 0.17~0.21，内聚力 9.9~28.1MPa，内摩擦角 31.1° ~ 38.5° 。岩体质量系数（Z）3.5~7.1，质量评级为好-特好，岩体质量指标（M）1.80~3.04，质量评级为良-优，岩体稳定性好。

2) 矿区构造特征

区域构造以根河深大断裂为界进一步划分为三河-肯盖里-东风地堑、拉布大林-尼娜沟地堑。矿区主要位于三河-肯盖里-东风地堑内，由大量的中生代火山岩和断续出露的燕山期侵入岩组成，燕山期火山-岩浆构造活动强烈，构造形迹以断裂构造为主，褶皱不发育。

矿区内未见褶皱构造，断裂构造发育，近东西向的根河断裂、小加布布斯沟-育良断裂共同构成区域控岩构造带，该构造带控制中生代火山-岩浆活动带及火山热液型矿床的分布，受此区域应力作用影响，矿区内以断裂构造为主体，形成一系列近东西向、北东向、北西向断裂构造，局部受火山喷发岩浆上拱作用形成穹窿构造。根据构造与成矿作用的时间关系划分为成矿前构造、成矿期构造、成矿后构造，根据构造与矿床成因划分为原生成矿构造、次生成矿构造。

矿区内主要有两组构造带，第一组为成矿期构造，即近东西向的根河断裂（F1）、小加布果斯沟-育良断裂（F2）；第二组为成矿后构造，即北东向断裂（F5）、北西向小加布果斯沟断裂（F7）、北西向中加布果斯沟断裂（F8）。其中根河断裂构造距矿区较远对矿床影响甚微，小加布果斯沟-育良断裂（F2）及北东向断裂（F5）穿过矿区，对矿山开采有一定影响。F2 构造具有多期活动的特点，力学性质整体上以张扭性为主，局部存在压扭性特征。构造岩特征以构造角砾岩为主，角砾棱角状、次棱角状，大小不等，碎裂结构发育。F5 构造钻孔中所见岩心多成短柱状，局部呈角砾、岩粉，断裂带内无岩浆活动、无矿化蚀变。

2.3.3.2 工程地质评价

依据《可研报告》，矿床工程地质勘查类型属块状岩类、工程地质条件中等的矿床，即第三类第中等型。

2.3.4 矿床地质特征

3.1.2.1 矿床类型

矿床成因类型：陆相次火山热液型锌多金属矿。

2.3.4.1 矿带特征

矿区范围内共包含Ⅲ、V、VI、Ⅷ、X 和 XB 共六个矿带。其中 X、XB 矿带位于矿区南东部，XB 矿带位于 X 矿带北东部，相距约 400m；VI、V、Ⅲ矿带位于矿区中西部，Ⅲ矿带位于 VI 矿带南侧，相距约 1800m，V 矿带位于 VI 矿带北部，相距约 55m；Ⅷ矿带位于矿区北部，距 V 矿带约 600m。VI 矿带、V 矿带及Ⅷ矿带是矿区内主要的含矿带。

本项目的二采区包含 V、VI、Ⅷ三个矿带。

1) VI 矿带

VI 矿带位于东珺矿区外围中部—北东部，主要受中生代火山岩岩性节理、层间裂隙构造带控制，总体北东向分布，北部及东部止于矿权界

线处。带内赋存 96 条工业锌多金属矿体，主矿体 1 条，编号为 VI-5 号，平行矿体 2 条，编号为 VI-4、VI-7，其他从属小矿体 93 条，多平行分布于 VI-5 号矿体上下盘。

VI 该矿带由 625 线~640 线共计 21 条勘查线、135 个钻孔控制，其内矿体均为隐伏矿，没有地表工程揭露。总体走向 115° ，控制长度 2000m，宽度 1700m，北东侧延至探矿权边界线。缓层状矿体赋矿标高 +210m~+705m，倾向 25° 土，倾角 $0\sim 28^{\circ}$ ；陡脉状矿体延深至 -60m 以下，倾向 205° 土，倾角 $50\sim 60^{\circ}$ 。

2) V 矿带

V 矿带位于乌尔根 2 区南西侧，矿带内矿体受小加布果斯沟-育良导矿构造上盘派生的近东西向次级断裂构造带及火山喷发间歇期形成的沉凝灰岩与下伏安山岩层间裂隙构造控制，以充填、交代的方式成矿。矿带整体近东西走向，其东、西两侧未封闭。V 矿带中主矿体为 V-1、V-2 号矿体，V-2 号矿体平行分布于 V-1 号矿体下盘，其他小矿体平行分布于 V-1、V-2 号矿体上下盘，部分陡脉状小矿体分布于 V-2 号矿体下盘。

矿带由 548~595 线共计 25 条勘查线、132 个钻孔控制。控制长度 1.8km，宽度 800m，其中似层状矿体赋矿标高 258~709m，走向约 65° ，南东缓倾，倾角 $0^{\circ}\sim 45^{\circ}$ ；陡脉状矿体赋矿延深至 -256m 以下，走向约 65° ，南东倾，倾角 $31^{\circ}\sim 78^{\circ}$ 。

3) VIII 矿带

VIII 矿带位于乌尔根 2 区北侧，与 V 矿带相邻，属同一成矿系统，受小加布果斯沟-育良导矿构造上盘派生的近东西向次级断裂构造带，及火山喷发间歇期形成的沉凝灰岩与下伏安山岩层间裂隙构造控制，以充填、交代的方式成矿。矿带整体近东西走向，其西侧与 V 矿带连接，被北西

向断裂构造破坏，其东侧矿带边界尚未控制住。矿带由 V38~V108 线共计 22 条勘查线、108 个钻孔控制。控制长度 2.7km，宽度 600m，控制标高+40~+629m，似层状矿体走向约 25° ，南东缓倾，倾角约 $0^{\circ} \sim 45^{\circ}$ 。VIII 矿带中主矿体为 VIII-1、VIII-3 号矿体，VIII-3 号矿体平行分布于 VIII-1 号矿体下盘，其他小矿体平行分布于 VIII-1、VIII-3 号矿体上下盘，部分陡脉状小矿体分布于 VIII-3 号矿体下盘。

2.3.4.2 矿体特征

矿区内共圈定 277 条锌多金属矿体，其中 X 矿带 56 条，X-1-1、X-1-2、X-2-1 为主矿体；VI 矿带 96 条，VI-5、VI-4、VI-7 为主矿体；V 矿带 63 条，V-1、V-2、V-3 为主矿体；VIII 矿带 55 条，VIII-1、VIII-3 为主矿体；XB 矿带 5 条，III 矿带 2 条。规模较大的主要矿体特征如下：

1) VI-5 号矿体

分布于 VI 矿带中，控制矿体长度 1400m，宽度 1000m，矿体厚度 2.54m。赋矿标高+196~+705m，埋深 73~576m。地表未出露为隐伏矿体。由 625~640 线共计 21 条勘探线间的 117 个钻孔（见矿钻孔 96 个）工程控制。为银铅锌矿体，局部伴生金、镓、铜、硫。

矿体呈似层状，走向 $89^{\circ} \sim 156^{\circ}$ ，总体 114° ，倾向上矿体呈弯钩型，总体倾向为 25° 。矿体在纵剖面上总体向东轻微侧伏，侧伏角小于 3° 。矿体总体连续性较好，矿体局部有分支复合现象主要见于 603、600 等勘查线，矿体走向两端已基本控制。

VI-5 号矿体真厚度 0.89~15.74m，平均 2.54m，厚度变化系数 92.47%，属较稳定型；品位：Pb0.31~8.76%，平均 1.44%；Zn0.52~8.22%，平均 1.45%；Ag1.05~306.00g/t，平均 35.82g/t。品位变化系数：Pb90.18%、Zn81.31%、Ag105.64%，主元素银铅锌组分分布属较均匀型，规模属大型。

2) VI-4 号矿体

分布于VI矿带中，控制矿体长度 1000m，宽度 450m，矿体厚度 1.88m。赋矿标高+288~+610m，埋深 103~480m。地表未出露为隐伏矿体。由 615~610 线共计 11 条勘探线间的 61 个钻孔（见矿钻孔 35 个）工程控制。为银铅锌矿体，局部伴生金、镓、铜、硫。

矿体呈似层状，近平行于VI-5 号主矿体上部，走向 $76^{\circ} \sim 136^{\circ}$ ，总体 120° 。倾向上矿体呈弯钩型，总体倾向为 25° 。矿体在纵剖面上总体向东轻微侧伏，侧伏角小于 3° 。矿体总体连续性较好，仅在矿体西侧边部 600 线 390m 标高上下见 1 处尖灭再现的现象。局部有分支复合现象主要见于 615 勘查线。

VI-4 号矿体真厚度 0.91~6.68m，平均 1.88m，厚度变化系数 75.82%，属较稳定型；矿体各不同厚度值的相间排布，反映了矿体厚度的膨缩变化特征。整体上矿体厚度变化幅度不大，沿倾向方向由于局部采样点过密，矿体厚度膨胀、狭缩变化稍大。品位：Pb0.30~7.59%，平均 1.59%；Zn0.51~10.22%，平均 1.64%；Ag4.56~280.95g/t，平均 45.07g/t。品位变化系数：Pb89.69%、Zn97.27%、Ag127.75%，主元素银铅锌组分分布属较均匀型，矿体规模属中型。

3) VI-7 号矿体

分布于VI矿带中，控制矿体长度 880m，宽度 620m，矿体厚度 1.72m。赋矿标高+130~+603m，埋深 173~669m。地表未出露为隐伏矿体。由 625~610 线共计 14 条勘探线间的 34 个钻孔（见矿钻孔 19 个）工程控制。为银铅锌矿体，局部伴生金、镓、铜、硫。

矿体呈似层状，近平行于VI-5 号主矿体下部，走向 $109^{\circ} \sim 121^{\circ}$ ，总体 111° 。倾向上矿体总体倾向为 25° ，倾角 $10^{\circ} \sim 40^{\circ}$ ，平均约 28° 。矿体在纵剖面上总体向东轻微侧伏，侧伏角小于 3° 。矿体总体连续性较

好，仅在矿体西南边部 625 线 534m 标高上下见 1 处尖灭再现的现象。矿体无分支复合现象。

矿体真厚度 0.62~6.95m，平均 1.72m，厚度变化系数 70.77%，属较稳定型，体局部厚度膨胀、狭缩变化较大；品位：Pb0.30~6.88%，平均 1.12%；Zn0.50~4.12%，平均 1.21%；Ag2.95~197.00g/t，平均 28.98g/t。品位变化系数：Pb96.81%、Zn85.10%、Ag128.69%，主元素银铅锌组分分布属较均匀型，规模属中型。

4) V-1 矿体

分布于 V 矿带中，控制矿体长度 1150m，宽度 580m，矿体厚度 2.67m，赋矿标高+396m~+540m，埋深 203m~409m，地表未出露，为隐伏矿体。由 512~587 线共计 18 条勘查线间的 106 个钻孔（见矿钻孔 88 个）控制。为原生银铅锌矿体，伴生金、镓。

矿体呈似层状、穹隆状，总体走向 65°，倾向整体南东倾，倾角一般在 0~38° 之间，平均 11°，倾角 1~36°；自 503 线至 515 线矿体向东轻微侧伏。矿体走向及倾向上均较连续，未见尖灭再现的现象。

矿体真厚度 0.97~9.57m，平均 2.65m，厚度变化系数 76.38%，属较稳定型，Pb 品位 0.05~7.44%，平均 1.15%，品位变化系数 92.78%，属较均匀型；Zn 品位 0.25~5.12%，平均 1.43%，品位变化系数 70.93%，属均匀型；Ag 品位 2.93~81.00g/t，平均 21.67g/t，品位变化系数 96.52%，属较均匀型；银铅锌组分分布属较均匀型，规模属大型。

5) V-2 矿体

分布于 V 矿带中，位于 V-1 号矿体下盘的似层状平行矿体，控制矿体长度 1000m，宽度 490m，矿体厚度 2.78m，赋矿标高+343~+456m。埋深 254~462m，地表未出露，为隐伏矿体。由 504~587 线共计 17 条勘查线间的 86 个钻孔（见矿钻孔 68 个）控制。为原生银铅锌矿体，伴生金、

镓。

矿体呈似层状，总体走向 65° ，倾向整体南东倾，倾角一般在 $1\sim 15^{\circ}$ 之间，平均 7° ，矿体沿走向上未见分支复合现象。沿倾向方向共有 1 处出现分支现象，位于 511 线：511 线矿体在 +428m 标高出现分支，沿倾向北西延伸 41m，北西延伸方向被钻孔封闭。

矿体真厚度 $0.75\sim 9.58\text{m}$ ，平均 2.78m ，厚度变化系数 74.19%，属较稳定型，矿体厚度在小范围内较大幅度的膨缩变化现象仅局部存在；Pb 品位 $0.09\sim 8.00\%$ ，平均 1.78%，品位变化系数 112.60%，属较均匀型；Zn 品位 $0.26\sim 7.46\%$ ，平均 1.87%，品位变化系数 79.02%，属均匀型；Ag 品位 $2.91\sim 107.99\text{g/t}$ ，平均 27.59g/t ，品位变化系数 126.35%，属较均匀型；银铅锌组分分布属较均匀型，规模属中型。

6) V-3 号矿体

分布于 V 矿带中，位于 V-1、V-2 矿体下部受断裂构造控制的陡脉状矿体，控制矿体长度 1010m，延深 220m，厚度 2.85m，赋矿标高 +215m $\sim$ +485m。埋深 462m $\sim$ 561m，地表未出露，为隐伏矿体。由 548 $\sim$ 539 线共计 17 条勘查线间的 31 个工程（见矿钻孔 28 个、穿脉 3 个）控制。为原生银铅锌矿体，伴生金、铜、镓。

矿体整体走向 65° ，走向变化不大，较平稳。矿体倾向为 155° ，倾角在 $31\sim 63^{\circ}$ 之间。矿体呈隐伏状分布，矿体在 531 线向北东侧伏，侧伏角为 15° 左右。矿体倾向延深变化较小，矿体的深部大部分未进行控制。

矿体真厚度 $0.63\sim 8.68\text{m}$ ，平均 2.85m ，厚度变化系数 77.59%，属较稳定型；Pb 品位 $0.34\sim 8.29\%$ ，平均 1.69%，品位变化系数 113.29%，属较均匀型；Zn 品位 $0.07\sim 3.73\%$ ，平均 1.50%，品位变化系数 103.88%，属较均匀型；Ag 品位 $4.82\sim 206.72\text{g/t}$ ，平均 38.56g/t ，品位变化系数

147.90%，属较均匀型；银铅锌组分分布属较均匀型。规模属中型。

7) VIII-1 号矿体

分布于VIII矿带中，控制矿体长度 600m，宽度 500m，赋矿标高+215～+485m。埋深 125～357m，地表未出露，为隐伏矿体。

由 V44～V88 线共计 14 条勘查线间的 93 个钻孔（见矿钻孔 73 个）工程控制。为原生银铅锌矿体，伴生金、镓。

矿体呈似层状、穹隆状，总体走向约 25°，倾向南东，倾角 1°～28°。矿体沿走向和倾向未见分支复合现象。

矿体真厚度 0.94～5.25m，平均 1.87m，厚度变化系数 61.17%，属较稳定型；Pb 品位 0.03～3.63%，平均 0.88%，品位变化系数 139.99%，属较均匀型；Zn 品位 0.04～7.81%，平均 1.53%，品位变化系数 105.68%，属较均匀型；Ag 品位 1.37～245.49g/t，平均 35.85g/t，品位变化系数 171.80%，属不均匀型；银铅锌组分分布属较均匀型，规模属中型。

8) VIII-3 号矿体

分布于VIII矿带中，位于VIII-1 矿体下盘的似层状平行矿体，控制矿体长度 1300m，宽度 680m，赋矿标高+126～+502m，埋深 166～653m，地表未出露，为隐伏矿体。

由 V52～V88 线共计 13 条勘查线间的 89 个钻孔（见矿钻孔 75 个）工程控制。为原生银铅锌矿体，伴生金、铜、镓。

矿体呈似层状、穹隆状，总体走向约 25°，倾向南东，倾角 1°～38°。矿体中存在分支复合现象，是形成矿体内夹石的主要原因。

矿体真厚度 0.80～28.14m，平均 3.17m，厚度变化系数 140.57%，属不稳定型；Pb 品位 0.01～4.61%，平均 0.64%，品位变化系数 118.39%，属较均匀型；Zn 品位 0.04～8.79%，平均 1.38%，品位变化系数 94.90%，属较均匀型；Ag 品位 2.32～481.00g/t，平均 51.65g/t，品位变化系数

134.79 %，属较均匀型；银铅锌组分分布属较均匀型，规模属大型。

2.3.4.3 矿石质量特征

1) 矿石类型

(1) 自然类型：硫化矿石。

(2) 工业类型：硫化锌铅银矿石，硫化锌矿石，硫化铅矿石，硫化铅银矿石，硫化锌银矿石。

2) 矿物组成

东珙矿区中赋矿岩石主要为凝灰岩、沉凝灰岩、凝灰熔岩、安山岩和火山角砾岩。矿石金属矿物主要有方铅矿、闪锌矿、含银矿物（辉银矿、硫锑铜银矿、银黝铜矿）、黄铁矿、黄铜矿、毒砂等。非金属矿物主要有石英、绢云母、绿泥石及碳酸盐等。

东珙矿区外围中赋矿岩石主要为沉凝灰岩、凝灰岩、安山岩，矿石金属矿物主要有闪锌矿、黄铁矿、方铅矿、黄铜矿，可见少量磁黄铁矿、毒砂、银黝铜矿及铜蓝，非金属矿物主要是斜长石、石英、绢云母、绿泥石、高岭石、白云石、方解石等。

乌尔根 2 区中赋矿岩石主要为沉凝灰岩、凝灰岩、安山岩，矿石有用组分以锌为主，共生铅、银，伴生金，矿石金属矿物主要有闪锌矿、黄铁矿、方铅矿，可见少量或微量辉铜矿、黄铜矿、毒砂，非金属矿物主要是石英、绢云母、绿泥石、高岭石、白云石、方解石等。

3) 结构构造

矿石结构：主要有半自形～它形不等粒粒状结晶结构、自形粒状结晶结构、碎裂结构、包含结构、交代残余结构、填隙结构、固溶体分解结构、揉皱结构、网脉状结构、交代溶蚀结构、骸晶结构等。

矿石构造：主要有细脉状、网脉状构造、细粒浸染状构造、块（团块）状构造、条带状构造、角砾状构造等。

4) 化学成分

区内矿石主要有用组分为 Zn，共伴生有用组分 Pb、Ag，伴生有用组分 Au、Ga、Cu、S、As、In，其中 Ga、Cu、S、As、In 等有益元素含量低，均未达综合利用和回收指标。区内矿石未见其他有害组分。

5) 围岩与夹石

(1) 围岩

矿体围岩主要为中侏罗统塔木兰沟组 (J_2tm) 火山岩地层，岩石类型主要为晶屑岩屑凝灰岩、沉凝灰岩、安山岩类，构成矿体的顶、底板。围岩分布有不同宽度的褪色蚀变带，近矿围岩蚀变类型主要有绢云母化、硅化、绿泥石化等，矿化类型主要有黄铁矿化、方铅矿化、闪锌矿化等。矿体产状分陡脉状、似层状两种，其中陡脉状矿体赋存于安山岩内的张性断裂构造中，为小加布果斯沟～育良断裂派生的次级构造控制；似层状矿体赋存于沉凝灰岩、晶屑岩屑凝灰岩、安山岩的层间裂隙带中。

(2) 夹石

矿体中夹石的岩性都与赋矿的岩性相同，岩性以安山岩、凝灰岩为主，皆因其铅锌品位低于矿床工业指标的边界品位而被划为夹石，一类出现在矿体沿走向和倾向的尖灭再现部位，即矿体内的无矿天窗部分；另一类是夹在沿走向、倾向上矿体的分枝之间矿内夹石。

矿体围岩与赋矿岩石基本一致，主要有晶屑岩屑凝灰岩、沉凝灰岩、安山岩、凝灰熔岩和火山角砾岩；矿体中夹石的岩性与赋矿岩性相同。核实区存在夹石的矿体有 VI-4、VI-5、X-1-1、X-1-2、X-2-1、V-1、V-3、VIII-3 号矿体，其他矿体无夹石。夹石岩性与赋矿岩性相同，IV-1 号矿体内夹石为安山质火山角砾岩，VI-4、VI-5 号矿体内夹石为安山岩、安山质凝灰岩、安山质沉凝灰岩，X-1-1、X-1-2、X-2-1 号矿体内夹石岩性为沉凝灰岩、凝灰岩、安山岩。V-1、V-3、VIII-3 号矿体内夹石

岩性为凝灰岩、安山岩。皆因其品位低于矿床工业指标的边界品位而被划为夹石。均属于沿走向、倾向上矿体的分枝之间的矿内夹石。

无矿天窗部分仅在乌尔根 2 区 V-2 号矿体及Ⅷ-1 号矿体出现，其中 V-2 号矿体在 523 线见 2 处，Ⅷ-3 号矿体在 V64 线、Ⅷ-1 号矿体在 V64 线、V68 线、V72 线未见工业矿体，使矿体在此处断开。构成无矿夹石的岩性为安山岩、安山质凝灰岩，夹石的岩性与矿体再现处的赋矿岩石岩性相同。

2.3.4.4 矿体特征

矿床成因为陆相次火山热液型锌多金属矿。主要回采Ⅳ、Ⅵ、Ⅴ号、Ⅷ号共四个矿带，东珺矿区外围为Ⅳ和Ⅵ矿带，乌尔根 2 区为Ⅴ号、Ⅷ号矿带。

Ⅳ矿带矿体均为隐伏矿，整体走向 100° ，控制矿长度 750m，宽度 350m，倾向 $\pm 170^{\circ}$ ，倾角 50° 左右，赋矿标高 125~877m。

Ⅵ矿带矿体均为隐伏矿，总体走向 115° ，控制长度 2000m，宽度 1700m，北东侧延至探矿权边界线。缓层状矿体赋矿标高 210~705m，倾向 $\pm 25^{\circ}$ ，倾角 $0^{\circ} \sim 28^{\circ}$ 。

V-1 号矿体：控制矿体长度 1150m，宽度 580m，矿体呈似层状、穹隆状，总体走向 65° ，倾向整体南东倾，倾角一般在 $0 \sim 38^{\circ}$ 之间，平均 11° 。矿体厚度 0.97m~9.57m，平均厚度 2.65m。

V-2 号矿体：位于 V-1 号矿体下盘的似层状平行矿体，控制矿体长度 1000m，宽度 490m，总体走向 65° ，倾向整体南东倾，倾角一般在 $1 \sim 27^{\circ}$ 之间。矿体厚度 0.75m~9.58m，平均厚度 2.78m。

V-3 号矿体：位于 V-1、V-2 矿体下部受断裂构造控制的陡脉状矿体，控制矿体长度 1010m，延深 220m，总体走向 65° ，倾向整体南东倾，倾角一般在 $32 \sim 63^{\circ}$ 之间。矿体厚度 0.63m~8.68m，平均厚度 2.85m。

VIII-1 号矿体：控制矿体长度 600m，宽度 500m，矿体呈似层状、穹隆状，总体走向约 25° ，倾向南东，倾角 $1^{\circ} \sim 28^{\circ}$ 。矿体厚度 0.94~5.25m，平均厚度 1.87m。

VIII-3 号矿体：位于 VIII-1 矿体下盘的似层状平行矿体，控制矿体长度 1300m，宽度 680m，矿体呈似层状、穹隆状，总体走向约 25° ，倾向南东，倾角 $1^{\circ} \sim 38^{\circ}$ 。矿体厚度 0.80~28.14m，平均厚度 3.17m。

2.4 工程建设方案概况

2.4.1 矿山开采现状

2.4.1.1 开采现状概况

根据《可研报告》内容，本次工程划分为一采区与二采区，一采区生产规模为 75 万吨/年，二采区生产规模为 195 万吨/年，一、二采区总共产规模为 270 万吨/年。采区划分是根据矿带分布情况进行划分，其中 X 矿带与 XB 矿带整合为一采区，V、VI、VIII 矿带整合为二采区。

矿区由原东珺矿区采矿权（X 矿带）、东珺矿区外围探矿权（VI 矿带）和乌尔根 2 区探矿权（XB、V、VIII 矿带）整合而成，空间位置见下图 1-2。

1) 东珺矿区外围

东珺矿区外围目前主要以地表钻探和坑探为主。地表存在 1 条探矿平硐（718m 平硐），平硐净断面 $4.8\text{m} \times 4.6\text{m}$ 。

2) 乌尔根 2 区

乌尔根 2 区目前主要以地表钻探和坑探为主，直通地表的主要探矿工程有 5 号竖井，井下有部分探矿巷道。

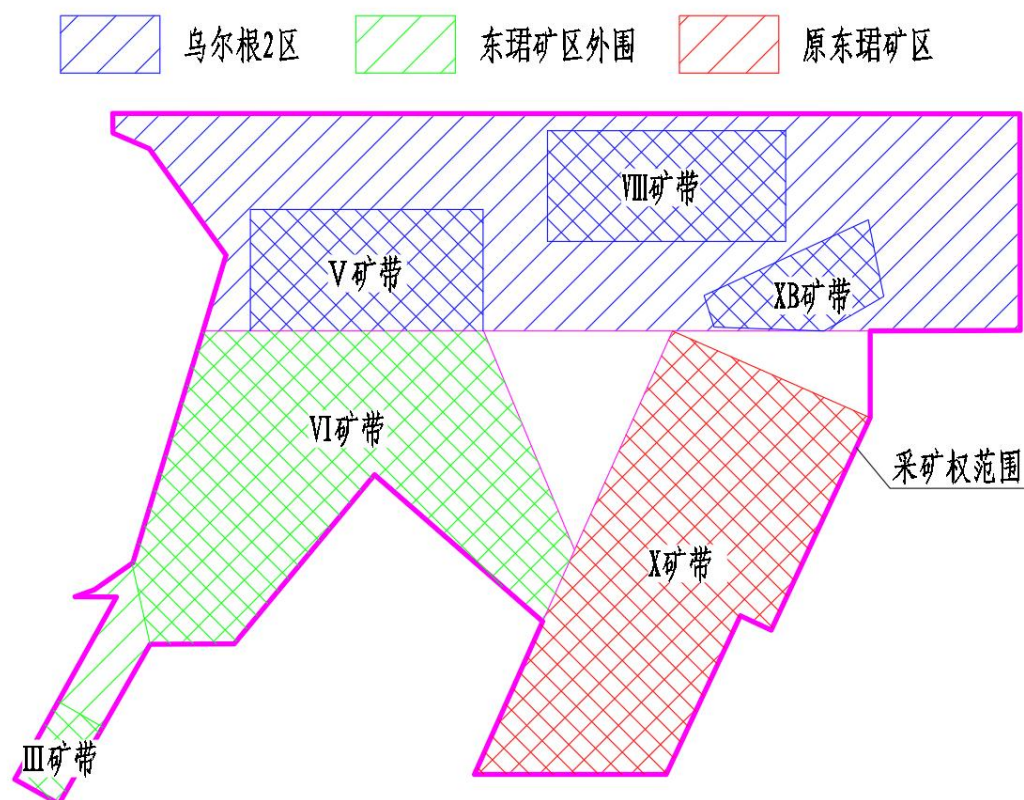


图 1-2 东珺矿区范围图

5 号竖井位于 515 勘探线，井筒净断面 $\Phi 4.5\text{m}$ ，井口标高 724m，井底标高 -30m，井深 754m。

2.4.1.2 利旧工程

本次项目为新建工程，利旧工程为地表存在 1 条探矿平硐（718m 平硐）和 5 号探矿竖井。

2.4.2 建设规模及工作制度

2.4.2.1 工作制度

项目采用连续工作制，年工作 330 天，每天 3 班，每班 8 小时。

2.4.2.2 生产规模

二采区包括 V、VI 和 VII 矿带，生产规模 195 万 t/a。

2.4.2.3 资源条件

根据 2023 年内蒙古第六地质矿产勘查开发有限责任公司编制的《内蒙古自治区额尔古纳市东珺矿区锌多金属矿资源储量核实报告》，截止

到 2023 年 4 月 30 日：

保有（TM+KZ+TD）资源量：铅锌银矿石量 4524.3 万吨（Zn4502.9 万吨、Pb4429.6 万吨、Ag1780.4 万吨），Zn 金属量 824967 吨、Pb 金属量 569695 吨、Ag 金属量 1424 吨，平均品位 Zn1.83%、Pb1.29%、Ag79.98g/t。其中：

探明资源量：铅锌银矿石量 455.4 万吨（Zn455.4 万吨、Pb455.4 万吨、Ag271.2 万吨），Zn 金属量 90298 吨、Pb 金属量 75471 吨、Ag 金属量 218 吨，平均品位 Zn1.99%、Pb1.66%、Ag80.38g/t。

控制资源量：铅锌银矿石量 1759.9 万吨（Zn1759.9 万吨、Pb1733.2 万吨、Ag710.6 万吨），Zn 金属量 321003 吨、Pb 金属量 226413 吨、Ag 金属量 574 吨，平均品位 Zn1.82%、Pb1.31%、Ag80.78g/t。

推断资源量：铅锌银矿石量 2309.0 万吨（Zn2287.6 万吨、Pb2241.0 万吨、Ag798.6 万吨），Zn 金属量 413566 吨、Pb 金属量 267811 吨、Ag 金属量 632 吨，平均品位 Zn1.81%、Pb1.20%、Ag79.14g/t。

2.4.2.4 可利用资源量

截止到 2023 年 4 月 30 日，矿区范围内保有（TM+KZ+TD）地质资源量：铅锌银矿石量 4524.3 万吨（Zn4502.9 万吨、Pb4429.6 万吨、Ag1780.4 万吨），Zn 金属量 824967 吨、Pb 金属量 569695 吨、Ag 金属量 1424 吨，平均品位 Zn1.83%、Pb1.29%、Ag79.98g/t。

根据《可研报告》，对探明和控制类型资源量全部利用，对推断类型资源量可信度系数取 0.8。全矿区范围内，可采用资源量为 4062.5 万吨，平均品位 Zn1.83%、Pb1.29%、Ag79.98g/t。

2.4.3 总图运输

2.4.3.1 企业组成

由于开采矿带的不同，《可研报告》将矿山划分为一采区、二采区，

其中本次评价对象为二采区，二采区由 V 矿带、VI 矿带、VIII 矿带组成。

矿山现已建有一选厂、二选厂、尾矿库等，并共同服务于一采区及二采区的采矿活动。

2.4.3.2 总平面布置

1) V 矿带工业场地平面布置

(1) V 矿带斜坡道工业场地

场地内采用平坡式布置，场地标高为 684.80.00m，场地内新建 V 矿带斜坡道、空压机房、加热机房、生物质锅炉房、燃料场及渣场、办公室、生活水处理站、生产及消防水池、泵房、矿、废石临时堆场、污水处理站等。

(2) V 矿带东回风井工业场地

场地内采用平坡式布置，场地标高为 667.80m，场地内新建充填站、V 矿带东风井等

(3) V 矿带进风井工业场地

场地内采用平坡式布置，场地标高为 734.80m，场地内新建 V 矿带进风井。

2) VI 矿带工业场地平面布置

(1) 718m 平硐斜坡道工业场地

场地内采用平坡式布置，场地标高为 717.80m，场地内现已建有 718m 平硐斜坡道、宿舍、检身房、高位水池等。新建加热机房、空压机房、生物质锅炉房、燃料场及渣场、办公室、生活水处理站、生产及消防水池、泵房、矿、废石临时堆场、充填站等。

(2) VI 矿带东回风井工业场地

场地内采用平坡式布置，场地标高为 729.80m，场地内新建 VI 矿带东回风井。

3) VIII矿带工业场地平面布置

(1) VIII矿带斜坡道工业场地

场地内采用平坡式布置，场地标高为 644.80m，场地内新建VIII矿带斜坡道、加热机房、空压机房、生物质锅炉房、燃料场及渣场、办公室、生活水处理站、生产及消防水池、泵房、矿、废石临时堆场、充填站等。

(2) VIII矿带进风井工业场地

场地内采用平坡式布置，场地标高为 679.80m，场地内新建VIII矿带进风井及加热机房。

(3) VIII矿带东回风井工业场地

场地内采用平坡式布置，场地标高为 724.80m。场地内新建VIII矿带东回风井。

2.4.3.3 运输

矿山基建期产生废石 $134.91 \times 10^4 \text{m}^3$ ，由汽车运至排土场，平均运输距离约 300m。生产期产生废石量 $22 \times 10^4 \text{m}^3/\text{a}$ ，生产期废石不出坑用于井下充填。

矿山生产矿石 $195 \times 10^4 \text{t}/\text{a}$ ，矿石由汽车运入选厂，平均运距约 7km。

矿山每年消耗尾砂量 $68 \times 10^4 \text{t}$ ，由汽车运至充填站，平均运输距离约 7km。

矿山就近买入采矿材料量约 $5100 \text{t}/\text{a}$ ，充填材料量约 $5.66 \times 10^4 \text{t}$ 。材料运输由提供方负责。

根据《可研报告》，矿山废石运输道路采用厂外四级道路标准，运输道路均采用泥结碎石路面，道路技术参数如下：

道路标准等级：厂外四级道路

计算行车速度：30km/h（弯道限速 15km/h）；

路面结构层宽度：4.5m；

路基宽度：6m；

最小圆曲线半径：15m；

回头曲线最小半径：12m；

回头曲线最大纵坡：3%；（利用缓和坡段作为回头曲线）；

最大纵坡：9%；

限制坡长：200m；

缓和坡段最小长度：50m；

缓和坡度：3%；

弯道超高横坡：2%~6%；

停车视距：30m；

会车视距：60m；

路面结构层做法：石屑砂砾磨耗层 4cm，50cm 厚级配碎砾石层，基底压实。

2.4.4 开采范围

由于开采矿带的不同，《可研报告》将采矿证范围内主要矿带划分为 2 个采区，即一采区和二采区。二采区主要开采 V、VI 和 VIII 矿带。

2.4.4.1 开采对象

开采对象为二采区 V、VI 和 VIII 矿带。其中 V 矿带开采 615~210m 标高之间矿体、VI 矿带开采 650~210m 标高之间矿体、VIII 矿带开采 610~210m 标高之间矿体。

2.4.4.2 开采范围

额尔古纳诚诚矿业有限公司现持有额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿采矿许可证，证号为：C1500002019033210147618，有效期自 2024 年 1 月 5 日至 2025 年 3 月 5 日，生产规模 270 万 t/a（本次二采区新建项目在采矿证圈定的拐点坐标内，整合后的二采区生产规模为 195

万 t/a），矿区面积 13.7957km²，矿区范围共由 22 个拐点圈定，各拐点坐标（2000 国家大地坐标系）如下：

矿区范围拐点坐标见表 2-1。

表 2-1 矿区拐点坐标表

拐点号	X	Y
1	5584896.0510	40522841.0700
2	5584893.2330	40528175.5380
3	5583621.6860	40528177.4130
4	5583617.6482	40527295.0200
5	5583108.4900	40527295.0200
6	5581860.4900	40526712.9300
7	5581944.9300	40526531.8300
8	5581012.9700	40526095.6300
9	5581012.9700	40524968.2800
10	5581911.1004	40525369.0844
11	5582773.0600	40524380.7200
12	5581779.5700	40523555.2200
13	5581777.4000	40523061.1400
14	5580839.5200	40522524.9500
15	5580983.9200	40522264.9500
16	5582054.6600	40522863.3100
17	5582056.5800	40522619.7900
18	5582098.0400	40522734.2700
19	5582255.7200	40522959.3900
20	5584063.1300	40523507.4300
21	5584689.0400	40523055.9500
22	5584780.5900	40522843.1000
开采深度为标高 710m 至-256m。		

2.4.4.3 开采顺序与首采中段

1) 开采顺序

根据《可研报告》，二采区分两期建设、分两次验收。一期开采 V 矿带 615～360m 标高、VI 矿带 650～370m 标高和 VIII 矿带 610～370m 标高之间矿体；二期开采 V 矿带 360～210m 标高、VI 和 VIII 矿带 370～210m 标高之间矿体。采用自远而近后退式开采顺序，先采上盘矿体后采下盘矿体。一期、二期均采用自下而上的开采顺序，中段间先采下中段、后采上中段，同一中段先开采上盘矿体后开采下盘矿体，矿房内自下而上逐层回采。

2) 首采中段

二采区三个矿带开拓系统相对独立。

一期 V 矿带 360m 和 VI、VIII 矿带 370m 中段贯通，V 矿带首采中段为 360m 和 495m 中段，VI 矿带首采中段为 370m 和 490m 中段，VIII 矿带首采中段为 370m 和 450m 中段；二期三个矿带在 210m 中段贯通，V 矿带首采中段为 210m 中段，VI 矿带首采中段为 210m 和 290m 中段，VIII 矿带首采中段为 210m 和 330m 中段。

2.4.5 开拓运输

2.4.5.1 开拓运输方案

1) 各矿带开拓运输方案

本项目采用平硐+斜坡道开拓，分矿带独立运输的方案，二采区包含 V、VI 和 VIII 三个开采矿带，现分矿带进行描述。

(1) 开拓方案

① V 矿带

一期回采时井下设 575m、535m、495m、450m、410m 和 360m 共 6 个生产中段，615m 为回风水平，中段高度 40~45m。V 斜坡道承担井下矿废石、人员、材料和设备的运输和部分进风任务并作为主要安全出口；V 进风井承担井下进风任务并兼做应急安全出口；V 回风井和 V-1#盲回风斜井承担井下回风任务。

a、V 斜坡道

在矿体下盘 555#勘探线附近新建 1 条斜坡道，采用折返形式，净断面为 5.0m×4.8m（宽×高），硐口底板标高 685m，基建期将斜坡道施工至 360m 中段并与井下各中段分段相联通。斜坡道内敷设供水、供气、电缆等管线，承担井下矿废石、人员、材料和设备的运输和部分进风任务，同时作为 V 矿带主要安全出口。

b、V 进风井

在矿体下盘 504#勘探线附近新建 1 条 V 进风井，井筒净直径 $\Phi 3\text{m}$ ，井口标高 735m，井底标高 360m。该井承担井下进风任务，井筒内设置梯子间兼做应急安全出口。

c、V 回风井

在矿体下盘 587#勘探线附近新建 1 条 V 回风井，井筒净直径 $\Phi 3.5\text{m}$ ，井口标高 668m，井底标高 615m。该井承担 V 矿带井下回风任务。

d、V-1#盲回风斜井

在矿体下盘 539 线新建 1 条盲回风斜井，井筒为方斜井，净断面 $4.2\text{m} \times 2.5\text{m}$ （宽 $\times$ 高），井口标高 615m，井底标高 360m。该井同 V 回风井接力承担井下回风任务。

二期回采时井下设 310m、260m 和 210m 共 3 个生产中段，410m 为回风水平，中段高度 50m。在一期工程的基础上延伸 V 斜坡道承担井下矿废石、人员、材料和设备的运输和部分进风任务并作为主要安全出口；V 进风井（利旧）和 V 盲进风斜井接力承担井下进风任务并兼做应急安全出口；V 回风井（利旧）、V-1#盲回风斜井（利旧）和 V-2#盲回风斜井接力承担井下回风任务。

a、V 斜坡道（利旧并延伸）

V 斜坡道为一期工程，二期基建期将 V 斜坡道延伸至 210m 中段并与井下各中段分段相联通，采用折返形式，净断面为 $4.8\text{m} \times 4.6\text{m}$ （宽 $\times$ 高）。斜坡道内敷设供水、供气、电缆等管线，承担井下矿废石、人员、材料和设备的运输和进风任务，同时作为 V 矿带主要安全出口。

b、V 进风井（利旧）

V 进风井为一期工程，二期承担 V 矿带井下进风任务，井筒内设有梯子间兼做应急安全出口。

c、V 盲进风斜井

在矿体下盘 532#勘探线附近新建 1 条 V 盲进风斜井，井筒为方斜井，井筒净断面 $4.2\text{m} \times 2.5\text{m}$ ，井口标高 360m，井底标高 210m。该井同 V 进风井接力承担井下进风任务，井筒内设置梯子间兼做应急安全出口。

d、V 回风井、V-1#盲回风斜井（利旧）

V 回风井和 V-1#盲回风斜井为一期工程，接力承担井下回风任务。

e、V-2#盲回风斜井

在矿体下盘 563#勘探线附近新建 1 条盲回风斜井，井筒为方斜井，井筒净断面 $4.2\text{m} \times 2.5\text{m}$ ，井口标高 360m，井底标高 210m。该井同 V 回风井、V-1#盲回风斜井接力承担井下回风任务。

②VI 矿带

一期回采时设 610m、570m、530m、490m、450m、410m 和 370m 共 7 个生产中段，650m 为回风水平，中段高度 40m。718m 平硐（利旧）和 VI 盲斜坡道接力承担井下矿废石、人员、材料和设备的运输和部分进风任务并作为主要安全出口；718m 平硐（利旧）和 VI-1#盲进风斜井接力承担井下进风任务；VI 回风井和 VI-1#盲回风斜井接力承担井下回风任务并兼做应急安全出口。

a、718m 平硐（利旧）

718m 平硐硐口底板标高 718m，平硐巷道断面 $4.8\text{m} \times 4.6\text{m}$ （宽×高）。

b、VI 盲斜坡道

在 781m 平硐内新建 1 条盲斜坡道，采用折返形式，净断面为 $4.8\text{m} \times 4.6\text{m}$ （宽×高），硐口底板标高 718m，基建期将斜坡道施工至 370m 中段并与井下各中段分段相联通。盲斜坡道内敷设供水、供气、电缆等管线，同 718m 平硐接力承担井下矿废石、人员、材料和设备的运输和进风任务，同时作为 VI 矿带主要安全出口。

c、VI-1#盲进风斜井

在 718m 平硐内新建 1 条盲进风斜井，井筒为方斜井，井筒净断面 4.2m×2.5m，井口标高 718m，井底标高 370m。该井同 718m 平硐接力承担井下进风任务。

d、VI回风井

在 606#勘探线附近新建 1 条回风井，井筒净直径 $\Phi 4m$ ，井口标高 730m，井底标高 650m。该井承担 VI 矿带井下回风任务，井筒内设置梯子间兼做应急安全出口。

e、VI-1#盲回风斜井

在 610#勘探线附近新建 1 条盲回风斜井，井筒为方斜井，井筒净断面 4.2m×2.5m，井口标高 650m，井底标高 370m。该井同 VI 回风井接力承担井下回风任务，井筒内设置梯子间兼做应急安全出口。

二期回采时设 330m、290m、250m 和 210m 共 4 个生产中段，370m 为回风水平，中段高度 40m。718m 平硐（利旧）和 VI 盲斜坡道（利旧并延伸）接力承担井下矿废石、人员、材料和设备的运输和部分进风任务并作为主要安全出口；718m 平硐（利旧）、VI-1#盲进风斜井（利旧）和 VI-2#盲进风斜井接力承担井下进风任务；VI 回风井（利旧）、VI-1#盲回风斜井（利旧）和 VI-2#盲回风斜井接力承担井下回风任务并兼做应急安全出口。

a、718m 平硐（利旧）

718m 平硐为一期工程。

b、VI盲斜坡道（利旧并延伸）

二期基建期将 VI 盲斜坡道延伸至 210m 中段并与井下各中段分段相联通，采用折返形式，净断面为 4.8m×4.6m（宽×高）。盲斜坡道内敷设供水、供气、电缆等管线，同 718m 平硐接力承担井下矿废石、人员、材

料和设备的运输和进风任务，同时作为VI矿带主要安全出口。

c、VI-1#盲进风斜井（利旧）

VI-1#盲进风斜井为一期工程，该井同 718m 平硐接力承担井下进风任务。

d、VI-2#盲进风斜井

在 617#勘探线附近新建 1 条盲进风斜井，井筒为方斜井，井筒净断面 $4.2\text{m} \times 2.5\text{m}$ ，井口标高 370m，井底标高 210m。该井同 718m 平硐和VI-1#盲进风斜井接力承担井下进风任务。

e、VI回风井、VI-1#盲回风斜井（利旧）

VI回风井和VI-1#盲回风斜井为一期工程，接力承担井下回风任务，井筒内设有梯子间兼做应急安全出口。

f、VI-2#盲回风斜井

在 616#勘探线附近新建 1 条盲回风斜井，井筒为方斜井，井筒净断面 $4.2\text{m} \times 2.5\text{m}$ ，井口标高 370m，井底标高 210m。该井同VI回风井和VI-1#盲回风斜井接力承担井下回风任务，井筒内设置梯子间兼做应急安全出口。

③VIII矿带

一期回采时井下设 570m、530m、490m、450m、410m 和 370m 共 6 个生产中段，610m 为回风水平，中段高度 40m。VIII斜坡道承担井下矿废石、人员、材料和设备的运输和部分进风任务并作为主要安全出口；VIII进风井和VIII-1#盲进风斜井接力承担井下进风任务并兼做应急安全出口；VIII回风井和VIII-1#盲回风斜井接力承担井下回风任务。

a、VIII斜坡道

在矿体下盘 66#勘探线附近新建 1 条斜坡道，采用折返形式，净断面 $4.8\text{m} \times 4.6\text{m}$ （宽×高），硐口底板标高 645m，基建期将斜坡道施工至 370m

中段并与井下各中段分段相联通。斜坡道内敷设供水、供气、电缆等管线，承担井下矿废石、人员、材料和设备的运输和部分进风任务，同时作为Ⅷ矿带主要安全出口。

b、Ⅷ进风井

在矿体下盘 58#勘探线附近新建 1 条进风井，井筒净直径 $\Phi 3\text{m}$ ，井口标高 680m，井底标高 570m。该井承担井下进风任务，井筒内设置梯子间兼做应急安全出口。

c、Ⅷ-1#盲进风斜井

在矿体下盘 58#线附近新建 1 条盲进风斜井，井筒为方斜井，净断面 $4.2\text{m} \times 2.5\text{m}$ （宽 $\times$ 高），井口标高 570m，井底标高 370m。该井同Ⅷ进风井接力承担井下进风任务，井筒内设置梯子间兼做应急安全出口。

d、Ⅷ回风井

在矿体下盘 88#勘探线附近新建 1 条回风井，井筒净直径 $\Phi 3.5\text{m}$ ，井口标高 660m，井底标高 610m。该井承担井下回风任务。

e、Ⅷ-1#盲回风斜井

在矿体下盘 100#勘探线附近新建 1 条盲回风斜井，井筒为方斜井，井筒净断面 $4.2\text{m} \times 2.5\text{m}$ （宽 $\times$ 高），井口标高 610m，井底标高 370m。该井同Ⅷ回风井接力承担井下回风任务。

二期回采时井下设 330m、290m、250m 和 210m 共 4 个生产中段，370m 为回风水平，中段高度 40m。Ⅷ斜坡道（延伸）承担井下矿废石、人员、材料和设备的运输和部分进风任务并作为主要安全出口；Ⅷ进风井（利旧）、Ⅷ-1#盲进风斜井（利旧）和Ⅷ-2#盲进风斜井接力承担井下进风任务并兼做应急安全出口；Ⅷ回风井（利旧）、Ⅷ-1#盲回风斜井（利旧）和Ⅷ-2#盲回风斜井接力承担井下回风任务。

a、Ⅷ斜坡道（利旧并延伸）

VIII斜坡道为一期工程，二期基建时将斜坡道延伸至 210m 中段并与井下各中段分段相联通，采用折返形式，净断面为 $4.8\text{m} \times 4.6\text{m}$ （宽 $\times$ 高）。斜坡道内敷设供水、供气、电缆等管线，承担井下矿废石、人员、材料和设备的运输和部分进风任务，同时作为VIII矿带主要安全出口。

b、VIII进风井、VIII-1#盲进风斜井（利旧）

VIII进风井和VIII-1#盲进风斜井为一期工程，接力承担井下进风任务，井筒内设有梯子间兼做应急安全出口。

c、VIII-2#盲进风斜井

在矿体下盘 44#勘探线附近新建 1 条盲进风斜井，井筒为方斜井，井筒净断面 $4.2\text{m} \times 2.5\text{m}$ （宽 $\times$ 高），井口标高 370m，井底标高 210m。该井同VIII进风井和VIII-1#盲进风斜井接力承担井下进风任务，井筒内设置梯子间兼做应急安全出口。

d、VIII回风井、VIII-1#盲回风斜井（利旧）

VIII回风井和VIII-1#盲回风斜井为一期工程，接力承担井下回风任务。

e、VIII-2#盲回风斜井

在矿体下盘 100#勘探线附近新建 1 条盲回风斜井，井筒为方斜井，井筒净断面 $4.2\text{m} \times 2.5\text{m}$ ，井口标高 370m，井底标高 210m。该井同VIII回风井和VIII-1#盲回风斜井接力承担井下回风任务。

（2）运输系统

一期、二期均采用分矿带无轨运输方式。各矿带产生的矿废石经坑内卡车由各矿带斜坡道运输至地表。

房柱嗣后充填采矿法采场回采的矿石由电耙耙至采场溜井，盘区机械化房柱嗣后充填采矿法和分段空场嗣后充填采矿法采场回采的矿石由 3m^3 铲运机铲至盘区/采场溜井，在溜井下部穿脉巷道使用铲运机将矿石装入坑内卡车。浅孔留矿嗣后充填采矿法采场回采的矿石由 3m^3 铲运机在出

矿穿内直接装至坑内卡车, 卡车经穿脉巷、沿脉巷、斜坡道将矿石运出。

掘进废石由 2m^3 铲运机装入卡车后经沿脉巷、斜坡道运至地表废石堆场。

2.4.5.2 安全出口

1) 一期开拓系统的安全出口

V 矿带斜坡道主要承担 V 矿带矿石、废石运输、材料运输、人员上下、进风等任务, 同时兼作主要安全出口。V 矿带进风井主要承担 V 矿带井下进风任务, 兼作应急安全出口。

VI 矿带 718m 平硐内新施工一条 VI 矿带盲斜坡道, 主要承担 VI 矿带矿石、废石运输、材料运输、人员上下、进风等任务, 同时兼作主要安全出口。VI 矿带回风井与 VI-1#盲回风斜井接力承担 VI 矿带回风任务, 同时兼作应急安全出口。

VIII 矿带斜坡道主要承担 VIII 矿带矿石、废石运输、材料运输、人员上下、进风等任务, 同时兼作主要安全出口。VIII 矿带进风井与 VIII-1#盲进风斜井接力承担 VIII 矿带井下进风任务, 兼作应急安全出口。

2) 二期开拓系统的安全出口

安全出口仍然沿用一期开拓系统的平硐、斜坡道、回风井、进风井、盲回风斜井和盲进风斜井。

V 矿带斜坡道: 延伸该斜坡道至 210m 水平, 斜坡道参数及功能同包含一期功能。

V 盲进风斜井: 同 V 进风井接力承担井下进风任务, 井筒内设置梯子间兼做应急安全出口。

VI 矿带 718m 平硐斜坡道: 延伸该斜坡道至 210m 水平, 其功能及参数同一期相同。

VI-2#盲回风斜井: 同 VI 回风井和 VI-1#盲回风斜井接力承担井下回



风任务，井筒内设置梯子间兼做应急安全出口。

VIII矿带斜坡道:延伸该斜坡道至 210m 水平，其功能及参数同一期相同。

VI-2#盲回风斜井：同VIII进风井和VIII-1#盲进风斜井接力承担井下进风任务，井筒内设置梯子间兼做应急安全出口。

表 2-2 一、二期安全出口一览表

分期	矿带	地表应急安全出口	井下应急安全出口
一期	V	V 斜坡道	
		V 进风井	
	VI	VI 718m 平硐	VI 盲斜坡道
		VI 回风井	VI-1#盲回风斜井
	VIII	VIII 斜坡道	
		VIII 进风井	VIII-1#盲进风斜井
二期	V	V 斜坡道（利旧）	V 斜坡道（延伸）
		V 进风井（利旧）	V 盲进风斜井
	VI	VI 718m 平硐（利旧）	VI 盲斜坡道（延伸）
		VI 回风井（利旧）	VI-1#盲回风斜井（利旧）、VI-2#盲回风斜井
	VIII	VIII 斜坡道（利旧）	VIII 斜坡道（延伸）
		VIII 进风井（利旧）	VIII-1#盲回风斜井（利旧）、VIII-2#盲回风斜井

2.4.5.3 岩石移动范围

矿区以缓倾斜薄矿体为主，矿岩稳固。《可研报告》推荐采用充填采矿法回采，利用尾砂和废石充填采空区，在保证充填质量和接顶密实的条件下，地表不会发生塌陷。

结合矿山开采技术条件及选用的采矿方法，《可研报告》选定岩石移动角参数如下：

上盘岩体移动角 75° ；

下盘岩体移动角 75° ；

侧翼岩体移动角 75° ；

地表第四纪坡积层 45° ；

依据上述移动角，圈定了地表监测范围，主要建构筑物均布置在地表监测范围 20m 之外。

按上述岩石移动角分别圈定了二采区一期最末开采 360m 中段、二期

最末开采 210m 中段地表岩体移动监测范围。

根据圈定的地表岩体移动监测范围，二采区 V 斜坡道、V 进风井、V 回风井、718m 平硐、VI 回风井、VIII 进风井、VIII 斜坡道和 VIII 回风井及其工业场地等均位于地表岩体移动检测范围 20m 之外。

2.4.5.4 井巷工程及支护

矿山包含一二两个独立采区，一采区包含 X、XB 矿带，二采区包含 V、VI、VIII 矿带，分为两期工程进行建设，一期工程建设 V、VI、VIII 矿带 360m 水平及以上工程；二期工程建设 V、VI、VIII 矿带 360m 水平以下工程。一、二期工程均采用斜坡道开拓方式。

1) 一期工程

(1) V、VI、VIII 矿带斜坡道

V 斜坡道净断面为 $5.0\text{m} \times 4.8\text{m}$ （宽 $\times$ 高）三心拱，上部开口标高为 685m，底部开口标高为 360m；VI 斜坡道净断面为 $4.8\text{m} \times 4.6\text{m}$ （宽 $\times$ 高）三心拱，上部开口标高为 718m，底部开口标高为 370m；VIII 斜坡道净断面为 $4.8\text{m} \times 4.6\text{m}$ （宽 $\times$ 高）三心拱，上部开口标高为 645m，底部开口标高为 370m；斜坡道直线段坡度 14%，曲线段坡度 10%，每 300~400m 设置一段长 20m 的缓坡段，缓坡段坡度 3%，同时在缓坡段处设置错车硐室，错车硐室规格 $4.8\text{m} \times 4.6\text{m}$ （宽 $\times$ 高），长度为 10m；斜坡道内设置人行道，人行道净宽 1.2m，净高 3m。斜坡道与各中段通过平巷连通，敷设管路电缆，主要承担矿石、废石运输、材料运输、人员上下、进风等任务，同时兼作主要安全出口。

斜坡道地表入口段采用 C30 钢筋混凝土支护，支护厚度 500mm，入口段长度应伸入稳定岩层或持力层且不宜小于 10m。斜坡道在围岩等级为 I、II 类的地段，一般可不支护或采用 100mm 厚 C25 喷射混凝土支护；在围岩等级为 III、IV 类的地段，可采用喷锚网支护，喷锚网支护参数：

喷射混凝土强度等级为 C25，厚度为 100mm；锚杆采用长度为 2.0m 的 Φ 20 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 1.0m $\times$ 1.0m，托板采用 180mm $\times$ 180mm $\times$ 12mm 的热轧钢板，金属网采用 Φ 5.0mm 圆钢制作，网度 100mm $\times$ 100mm；在围岩等级为 V 类的地段，可采用喷锚网临时支护加钢筋混凝土砌筑支护；喷锚网支护参数同上，钢筋混凝土强度等级为 C30，采用单层钢筋网，支护厚度 300mm。

（2）V、Ⅷ矿带进风井

V、Ⅷ进风井分别位于矿体下盘 504 线、58 线附近，井筒净直径均为 Φ 3.0m，V 进风井井口标高 735m，井底标高 360m，井深 375m，在 615m、575m、535m、495m、450m、410m 和 360m 共 7 个中段设置马头门，主要承担进风任务，井筒内设置梯子间，兼作应急安全出口，井筒装备采用长效防腐方式；Ⅷ进风井井口标高 680m，井底标高 570m，井深 110m，在 610m、570m 共 2 个中段设置马头门，主要承担进风任务，井筒内设置梯子间，兼作应急安全出口，井筒装备采用长效防腐方式。

因无竖井工勘报告，暂定 V、Ⅷ进风井井颈段长度均为 20.0m，采用双层钢筋混凝土砌筑支护，混凝土强度等级 C30，支护厚度 600mm，待工勘报告完成后根据工程地质及水文地质情况对井颈长度进行调整，壁座应进入稳定岩层 3~5m。井筒围岩稳固段采用喷射混凝土支护，混凝土强度等级为 C25，支护厚度 100mm；围岩破碎段可采用一次锚网加 300mm 厚 C30 素砼联合支护；一次锚网参数锚杆采用长度为 2.0m 的 Φ 20 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 1.0m $\times$ 1.0m；托板采用 180mm $\times$ 180mm $\times$ 12mm 的热轧钢板，金属网采用 Φ 6.5mm 圆钢制作，网度为 150mm $\times$ 150mm。

（3）VI-1#盲进风斜井

VI-1#盲进风斜井井筒净断面为 4.2m $\times$ 2.5m（宽 $\times$ 高），井口标高

718m，井底标高 370m，倾角 45° ，井筒全长 492m。盲进风斜井主要承担进风任务。井筒围岩稳固段采用喷射混凝土支护，混凝土强度等级为 C25，支护厚度 100mm；围岩破碎段采用一次锚网加 300mm 厚 C30 素砼联合支护；一次锚网支护参数：锚杆采用长度为 2.0m 的 $\Phi 20$ 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 $1.0\text{m} \times 1.0\text{m}$ ；托板采用 $180\text{mm} \times 180\text{mm} \times 12\text{mm}$ 的热轧钢板，金属网采用 $\Phi 5.0\text{mm}$ 圆钢制作，网度 $100\text{mm} \times 100\text{mm}$ 。

（4）V、VI、VIII 矿带回风井

V 回风井井筒净直径 $\Phi 3.5\text{m}$ ，井口标高 668m，井底标高 615m，井深 53m，在 615m 中段设置马头门，主要承担回风任务。VI 回风井井筒净直径 $\Phi 4.0\text{m}$ ，井口标高 730m，井底标高 650m，井深 80m，在 615m 中段设置马头门，主要承担回风任务，井筒内设置梯子间，兼作应急安全出口，井筒装备采用长效防腐方式。VIII 回风井井筒净直径 $\Phi 3.5\text{m}$ ，井口标高 660m，井底标高 610m，井深 50m，在 610m 中段设置马头门，主要承担回风任务。

因无竖井工勘报告，暂定 V、VI、VIII 回风井井颈段长度均为 20.0m，采用双层钢筋混凝土砌筑支护，混凝土强度等级 C30，支护厚度 600mm，待工勘报告完成后根据工程地质及水文地质情况对井颈长度进行调整，壁座应进入稳定岩层 3~5m。井筒围岩稳固段采用喷射混凝土支护，混凝土强度等级为 C25，支护厚度 100mm；围岩破碎段可采用一次锚网加 300mm 厚 C30 素砼联合支护；一次锚网参数锚杆采用长度为 2.0m 的 $\Phi 20$ 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 $1.0\text{m} \times 1.0\text{m}$ ；托板采用 $180\text{mm} \times 180\text{mm} \times 12\text{mm}$ 的热轧钢板，金属网采用 $\Phi 6.5\text{mm}$ 圆钢制作，网度为 $150\text{mm} \times 150\text{mm}$ 。

（5）V、VI、VIII 矿带盲回风井

盲回风斜井共 2 条，分别为 V-1#盲回风斜井、VI-1#盲回风斜井，分别位于矿体下盘 539 线、610 线附近。盲回风斜井井筒净断面均为 4.2m×2.5m（宽×高），V-1#盲回风斜井井口标高 615m，井底标高 360m，倾角 45°，井筒全长 361m，主要承担回风任务。VI-1#盲回风斜井井口标高 650m，井底标高 370m，倾角 45°，井筒全长 396m，主要承担回风任务，井筒内设置梯子间，兼作应急安全出口，井筒装备采用长效防腐方式。盲回风斜井井筒围岩稳固段均采用喷射混凝土支护，混凝土强度等级为 C25，支护厚度 100mm；围岩破碎段采用一次锚网加 300mm 厚 C30 素砼联合支护；一次锚网支护参数：锚杆采用长度为 2.0m 的 $\Phi 20$ 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 1.0m×1.0m；托板采用 180mm×180mm×12mm 的热轧钢板，金属网采用 $\Phi 5.0$ mm 圆钢制作，网度 100mm×100mm。

（6）盲斜井

盲斜井共 2 条，分别为 VIII-1#盲进风斜井、VIII-1#盲回风斜井，分别位于矿体下盘 58 线、100 线附近。盲斜井井筒净断面均为 4.2m×2.5m（宽×高），VIII-1#盲进风斜井井口标高 570m，井底标高 370m，倾角 45°，井筒全长 283m，主要承担进风任务，井筒内设置梯子间，兼作应急安全出口，井筒装备采用长效防腐方式。VIII-1#盲回风斜井井口标高 610m，井底标高 370m，倾角 45°，井筒全长 339m，承担回风任务。盲斜井井筒围岩稳固段均采用喷射混凝土支护，混凝土强度等级为 C25，支护厚度 100mm；围岩破碎段采用一次锚网加 300mm 厚 C30 素砼联合支护；一次锚网支护参数：锚杆采用长度为 2.0m 的 $\Phi 20$ 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 1.0m×1.0m；托板采用 180mm×180mm×12mm 的热轧钢板，金属网采用 $\Phi 5.0$ mm 圆钢制作，网度 100mm×100mm。

2）二期工程

（1）V、VI、VIII矿带斜坡道延伸

二期工程中将 V、VI、VIII 斜坡道延伸至 210m 中段，延深段参数和上部斜坡道一致，与各中段通过平巷连通。斜坡道延伸段主要承担矿石、废石运输、材料运输、人员上下、进风等任务，同时兼作主要安全出口。

斜坡道延伸段在围岩等级为 I、II 类的地段，一般可不支护或采用 100mm 厚 C25 喷射混凝土支护；在围岩等级为 III、IV 类的地段，可采用喷锚网支护，喷锚网支护参数：喷射混凝土强度等级为 C25，厚度为 100mm；锚杆采用长度为 2.0m 的 $\phi 20$ 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 $1.0\text{m} \times 1.0\text{m}$ ，托板采用 $180\text{mm} \times 180\text{mm} \times 12\text{mm}$ 的热轧钢板，金属网采用 $\phi 5.0\text{mm}$ 圆钢制作，网度 $100\text{mm} \times 100\text{mm}$ ；在围岩等级为 V 类的地段，可采用喷锚网临时支护加钢筋混凝土砌筑支护；喷锚网支护参数同上，钢筋混凝土强度等级为 C30，采用单层钢筋网，支护厚度 300mm。

（2）盲进风斜井

盲进风斜井共 3 条，分别为 V 盲进风斜井、VI-2#盲进风斜井、VIII-2#盲进风斜井，分别位于矿体下盘 532 线、617 线、44 线附近。盲进风斜井井筒净断面均为 $4.2\text{m} \times 2.5\text{m}$ （宽 $\times$ 高）。三条盲进风斜井均承担进风任务，其中 V、VIII-2#盲进风斜井井筒内设置梯子间，兼作应急安全出口，井筒装备采用长效防腐方式。盲进风斜井井筒围岩稳固段均采用喷射混凝土支护，混凝土强度等级为 C25，支护厚度 100mm；围岩破碎段采用一次锚网加 300mm 厚 C30 素砼联合支护；一次锚网支护参数：锚杆采用长度为 2.0m 的 $\phi 20$ 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 $1.0\text{m} \times 1.0\text{m}$ ；托板采用 $180\text{mm} \times 180\text{mm} \times 12\text{mm}$ 的热轧钢板，金属网采用 $\phi 5.0\text{mm}$ 圆钢制作，网度 $100\text{mm} \times 100\text{mm}$ 。

（3）盲回风斜井

盲回风斜井共 3 条，分别为 V-2#盲回风斜井、VI-2#盲回风斜井、VIII-2#盲回风斜井，分别位于矿体下盘 563 线、616 线、100 线附近。盲回风斜井井筒净断面均为 $4.2\text{m} \times 2.5\text{m}$ （宽 $\times$ 高）。三条盲回风斜井均承担回风任务，其中 VI-2#盲回风斜井井筒内设置梯子间，兼作应急安全出口，井筒装备采用长效防腐方式。盲回风斜井井筒围岩稳固段采用喷射混凝土支护，混凝土强度等级为 C25，支护厚度 100mm；围岩破碎段采用一次锚网加 300mm 厚 C30 素砼联合支护；一次锚网支护参数：锚杆采用长度为 2.0m 的 $\Phi 20$ 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 $1.0\text{m} \times 1.0\text{m}$ ；托板采用 $180\text{mm} \times 180\text{mm} \times 12\text{mm}$ 的热轧钢板，金属网采用 $\Phi 5.0\text{mm}$ 圆钢制作，网度 $100\text{mm} \times 100\text{mm}$ 。

2.4.5.5 主要硐室工程

1) 一期工程

(1) 360m 排水变电系统

水泵房位于 360m 水平，净断面尺寸为 $4.5\text{m} \times 4.7\text{m}$ （宽 $\times$ 高）三心拱，长 33m。水泵房可采用喷锚网支护，喷锚网支护参数：喷射混凝土强度等级为 C25，厚度为 100mm；锚杆建议采用长度为 2.0m 的 $\Phi 20$ 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 $1.0\text{m} \times 1.0\text{m}$ ，托板建议采用 $180\text{mm} \times 180\text{mm} \times 12\text{mm}$ 的热轧钢板，金属网建议采用 $\Phi 5.0\text{mm}$ 圆钢制作，网度 $100\text{mm} \times 100\text{mm}$ 。

水泵房变电所与 360m 水泵房毗邻，净断面尺寸为 $7.5\text{m} \times 5.0\text{m}$ （宽 $\times$ 高）三心拱，长 21m。水泵房变电所采用素混凝土砌筑支护，混凝土强度等级为 C30，支护厚度为 300mm，硐室内不应渗水，电缆沟应无积水。

(2) 辅助水泵房及变电所

辅助水泵房共 2 个，分别位于 VI 矿带和 VIII 矿带的 370m 水平，净断面尺寸均为 $3.6\text{m} \times 3.6\text{m}$ （宽 $\times$ 高）三心拱，长度均为 10m。辅助水泵房可

采用喷锚网支护，喷锚网支护参数：喷射混凝土强度等级为 C25，厚度为 100mm；锚杆建议采用长度为 2.0m 的 $\Phi 20$ 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 $1.0\text{m} \times 1.0\text{m}$ ，托板建议采用 $180\text{mm} \times 180\text{mm} \times 12\text{mm}$ 的热轧钢板，金属网建议采用 $\Phi 5.0\text{mm}$ 圆钢制作，网度 $100\text{mm} \times 100\text{mm}$ 。

水泵房变电所共 2 个，分别与 2 个辅助水泵房毗邻，净断面尺寸为 $4.5\text{m} \times 4.0\text{m}$ （宽 $\times$ 高）三心拱，长度均为 15m。水泵房变电所采用素混凝土砌筑支护，混凝土强度等级为 C30，支护厚度为 300mm，硐室内不应渗水，电缆沟应无积水。

（3）360m 无轨维修硐室

无轨维修硐室位于 360m 水平，净断面尺寸为 $8.1\text{m} \times 9.2\text{m}$ （宽 $\times$ 高）三心拱，长 36m。维修硐室可采用喷锚网支护，喷锚网支护参数：喷射混凝土强度等级为 C25，厚度为 100mm；锚杆建议采用长度为 2.0m 的 $\Phi 20$ 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 $1.0\text{m} \times 1.0\text{m}$ ，托板建议采用 $180\text{mm} \times 180\text{mm} \times 12\text{mm}$ 的热轧钢板，金属网建议采用 $\Phi 5.0\text{mm}$ 圆钢制作，网度 $100\text{mm} \times 100\text{mm}$ 。

（4）其他硐室工程

井下其他硐室有风机硐室、风机变电所、采区变电所等。

硐室均宜选在岩石稳固地段，均优先采用喷锚网支护，喷锚网支护参数：喷射混凝土强度等级为 C25，厚度为 100mm；锚杆建议采用长度为 2.0m 的 $\Phi 20$ 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 $1.0\text{m} \times 1.0\text{m}$ ，托板建议采用 $180\text{mm} \times 180\text{mm} \times 12\text{mm}$ 的热轧钢板，金属网建议采用 $\Phi 5.0\text{mm}$ 圆钢制作，网度 $100\text{mm} \times 100\text{mm}$ 。如围岩破碎可采取喷锚网加素砼或钢筋混凝土砌筑等不同支护形式。变电所硐室内不应渗水，电缆沟应无积水。

2) 二期工程

(1) 210m 排水变电系统

水泵房位于 210m 水平，净断面尺寸为 4.5m×4.7m（宽×高）三心拱，长 33m。水泵房可采用喷锚网支护，喷锚网支护参数：喷射混凝土强度等级为 C25，厚度为 100mm；锚杆建议采用长度为 2.0m 的 $\Phi 20$ 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 1.0m×1.0m，托板建议采用 180mm×180mm×12mm 的热轧钢板，金属网建议采用 $\Phi 5.0$ mm 圆钢制作，网度 100mm×100mm。

水泵房变电所与 210m 水泵房毗邻，净断面尺寸为 7.5m×5.0m（宽×高）三心拱，长 21m。水泵房变电所采用素混凝土砌筑支护，混凝土强度等级为 C30，支护厚度为 300mm，硐室内不应渗水，电缆沟应无积水。

(2) 其他硐室工程

井下其他硐室有风机硐室、避灾硐室、采区变电所等。

硐室均宜选在岩石稳固地段，均优先采用喷锚网支护，喷锚网支护参数：喷射混凝土强度等级为 C25，厚度为 100mm；锚杆建议采用长度为 2.0m 的 $\Phi 20$ 螺纹钢，树脂药卷全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 1.0m×1.0m，托板建议采用 180mm×180mm×12mm 的热轧钢板，金属网建议采用 $\Phi 5.0$ mm 圆钢制作，网度 100mm×100mm。如围岩破碎可采取喷锚网加素砼或钢筋混凝土砌筑等不同支护形式。变电所硐室内不应渗水，电缆沟应无积水。

2.4.5.6 中段布置

一期 V 矿带中段高度 40~45m，设置 575m、535m、495m、450m、410m 和 360m 中段；VI 矿带中段高度 40m，设置 610m、570m、530m、490m、450m、410m 和 370m 中段；VIII 矿带中段高度 40m，设置 570m、530m、490m、450m、410m 和 370m 中段。

二期设置 V 矿带中段高度 50m，设置 310m、260m 和 210m 中段；VI 矿带中段高度 40m，设置 330m、290m、250m 和 210m 中段；VIII 矿带中段高度 40m，设置 330m、290m、250m 和 210m 中段。

2.4.5.7 井下溜破系统

《可研报告》中未介绍井下溜破系统。

2.4.5.8 提升和运输设备

1) 出矿设备

V 矿带一期完成 45.5 万 t/a 生产能力需 3m³ 铲运机 2 台；二期完成 39 万 t/a 生产能力需 3m³ 铲运机 2 台。

VI 矿带一期完成 48.75 万 t/a 生产能力需 3m³ 铲运机 2 台；二期完成 55.25 万 t/a 生产能力需 3m³ 铲运机 3 台。

VIII 矿带一期、二期完成 32.5 万 t/a 生产能力需 3m³ 铲运机 2 台。

2) 运输设备

V 矿带一期矿废石运输均需要 3 辆 30t 地下运矿卡车，二期需要 4 辆 30t 地下运矿卡车；VI 矿带一期矿废石运输均需要 4 辆 30t 地下运矿卡车，二期需要 5 辆 30t 地下运矿卡车；VIII 矿带一期矿废石运输均需要 2 辆 30t 地下运矿卡车，二期需要 3 辆 30t 地下运矿卡车。

2.4.6 采矿工艺

2.4.6.1 采矿方法

采用房柱嗣后充填采矿法、盘区机械化房柱嗣后充填采矿法、浅孔留矿嗣后充填采矿法和分段空场嗣后充填采矿法，采矿方法的适用条件及所占比例如下表 2-2。

表 2-2 采矿方法选择及适用条件表

序号	采矿方法	适用条件	比例
1	房柱嗣后充填采矿法	矿体倾角<45°，矿体厚度<3m	35%
2	盘区机械化房柱嗣后充填采矿法	矿体倾角<45°，矿体厚度≥3m	25%

序号	采矿方法	适用条件	比例
3	浅孔留矿嗣后充填采矿法	矿体倾角 $\geq 45^\circ$ ，矿体厚度 $< 6\text{m}$	15%
4	分段空场嗣后充填采矿法	矿体倾角 $\geq 45^\circ$ ，矿体厚度 $\geq 6\text{m}$	25%

2.4.6.2 回采工艺

1) 房柱嗣后充填采矿法

(1) 结构参数

矿块沿走向布置，矿块长 50m，宽为矿体厚度，高为中段高度 40m，顶柱高 2m、底柱高 5m。采场内分矿房、矿柱两部分，在采场中布置点柱支撑采空区，点柱尺寸 $2\text{m} \times 2\text{m} \sim 4\text{m} \times 4\text{m}$ ，点柱间距 15~20m。

(2) 采准、切割

采准工程主要有溜井、人行通风天井、回风巷道、电耙硐室。

切割工程主要有切割巷道。

(3) 凿岩爆破

使用 YT-28 型浅孔凿岩机凿岩，钻凿平行于矿体倾斜方向的炮孔，炮孔直径 38mm，孔深 3.8~2m，炮孔网度为 $0.8\text{m} \times 0.8\text{m}$ 。采用乳化炸药，数码电子雷管起爆。

(4) 顶板管理

为确保凿岩和出矿作业安全，爆破通风后要及时处理顶板浮石。局部不稳固地段可采用锚网支护，锚杆长度 1.5~2.5m。

(5) 矿石运搬

使用 30kW 电耙将矿石耙至采场溜井内，在溜井下口，装入地下卡车运出。

(6) 矿柱回收

根据采场稳定性情况，可适当增加点柱间距或少留顶柱及点柱；根据矿石品位情况，可采用人工矿柱替代矿柱的方式回收点柱；上山两侧间柱可在顶板稳定情况下进行部分回收；底柱采用浅孔和中深孔落矿两

种方法回收。中段矿柱在矿房回采结束后整体由矿体走向两侧依次后退式往斜坡道联巷位置进行回收。矿柱回采完成后即对采矿区进行封闭、充填。

（7）充填

矿块回采结束后，对采空区进行充填。充填前，在人行井及溜井处构筑充填挡墙，优先选用掘进废石充填，当废石量不足时，采用尾砂充填采空区，充填滤水经人行通风天井及溜井自流至穿脉巷道内的水窝处，再经水沟排至排水系统。

（8）采场通风

新鲜风流自中段沿脉巷道经人行通风天井进入采场，新鲜风冲洗爆破面后，污风沿切割上山至上中段回风巷道后进入排风系统排至地表。

2）盘区机械化房柱嗣后充填采矿法

（1）结构参数

沿走向每隔 150m 划分为一个盘区，盘区中段高 40m。沿矿体底板在盘区内自下而上掘进伪倾斜斜坡道，自斜坡道最上部两帮附近处，沿矿体走向掘进回采进路，回采过程中每隔 10~15m 留 3m×3m 的方形或直径 3m 的圆形点柱，盘区间留连续间柱，宽 3~5m，盘区上、下留连续顶、底柱，宽 3~5m。

（2）采准、切割

采准工程主要包括盘区内伪倾斜折返式斜坡道、盘区溜井、中段装矿穿脉。

切割工程主要有切割巷道。

（3）凿岩爆破

使用 Boomer 281 型凿岩台车凿岩，炮孔直径 42mm，孔深 2.8~3.5m，炮孔网度为 1m×1.0m，一次爆破 3~5 排。采用乳化炸药，数码电子雷管

起爆。

（4）采场通风

新鲜风流自中段沿脉巷道经盘区斜坡道进入采场，新鲜风冲洗爆破面后，污风沿盘区斜坡道上口至上中段回风巷道后进入排风系统排至地表。

盘区通风条件较差时，可在作业面附近增设局扇加强通风。

（5）矿石运搬

爆落矿石由 3m^3 铲运机运至盘区溜井，在溜井下口，装入地下卡车运出。

（6）矿柱回收

根据采场稳定情况，可适当增加点柱间距或少留顶柱及点柱；根据矿石品位情况，可采用人工矿柱替代矿柱的方式回收点柱。

（7）充填

矿块回采结束后，对采空区进行充填。充填前，在斜坡道下口处及溜井上口处构筑充填挡墙，优先选用掘进废石充填，当废石量不足时，采用尾砂充填采空区，充填滤水自流至中段穿脉巷道内的水窝处，再经水沟排至排水系统。

3）浅孔留矿嗣后充填采矿法

（1）结构参数

矿块沿矿脉走向布置，矿块长度 50m，高度为中段高度，采场宽度为矿体厚度，不设底柱，出矿采用平底结构，矿房顶柱 3~5m，间柱 6m，顶柱、间柱不回收。

（2）采准、切割

采准工程主要有出矿穿脉、人行通风天井、采场联络道、人行天井联络道；

切割工程主要有切割平巷。

（3）凿岩爆破

使用 YT-28 型浅孔凿岩机凿岩，钻凿平行于矿体倾斜方向的炮孔，每个采场配备一台或两台凿岩机，分层工作面从中间向两翼推进，分层回采高度 1.8m，炮孔直径 38mm，孔深 1.8~2.0m，炮孔网度为 0.8m×0.8m。采用人工装药，分段微差爆破，数码电子雷管起爆，二次破碎在采场内进行。

（4）顶板管理

矿房通风完毕，即可进入矿房进行排险及平场工作。此项工作应由有经验的安全工负责，仔细观察顶板，将浮石撬下，同时为确保采场生产安全，在局部围岩破碎地段上下盘安装 $L \leq 2.0\text{m}$ 的管缝式锚杆，以保证作业场地的安全。

（5）矿石运搬

采场出矿在出矿穿脉内进行，用 3m³ 铲运机将矿石装入矿车中，每次出矿约占采矿量的三分之一，人工平整采场工作面。

（6）采场大量放矿

采场内各分层的矿石全部采完后，要及时组织最终放矿。合理的顺序为：先采的先放；两相邻采场间存在夹墙，墙薄又不稳，此两采场要采取同时放。

（7）充填

矿块回采结束后，对采空区进行充填。充填前，在出矿穿脉处构筑充填挡墙，优先选用掘进废石充填，当废石量不足时，采用尾砂充填采空区，充填滤水经滤水管自流至穿脉巷道内的水窝处，再经水沟排至排水系统。

（8）采场通风

新鲜风流经中段运输平巷、一侧人行通风天井进入各回采矿房清洗回采工作面，污风从采场另一侧人行通风天井排至上中段回风巷道，再由倒段回风斜井排出地表。通风困难地段采用局扇加强通风。

4) 分段空场嗣后充填采矿法

(1) 结构参数

沿走向每隔 50m 划分为一个盘区，盘区长 50m，高为中段高度 40m，宽为矿体厚度。中段内设 3 个分段，分段高度 10m。

盘区沿走向方向划分为矿房和矿柱，矿房、矿柱宽均为 10m，长为矿体厚度。采用两步骤回采，一步骤回采矿房，二步骤回采矿柱，矿房采用胶结充填，矿柱采用废石和非胶结充填。盘区之间不留间柱，盘区内不留顶、底柱。

(2) 采准、切割

采准工程主要有脉内沿脉巷道、脉外沿脉巷道、分层联络道、充填回风井、溜井等。

切割工程主要有切割平巷。

(3) 凿岩爆破

使用 YGZ-90 钻机或 CYTC-76 型型凿岩台车凿岩，自上盘向下盘方向后退式回采。回采时，首先以切割平巷为自由面，钻凿水平炮孔回采切割平巷两侧矿体，底部矿体出矿完毕后，再在拉底水平钻凿上向扇形孔，爆破回采分层上部矿体。

炮孔直径 60/76mm，孔深 5~15m，排距 1.5~2.2m，孔底距 1.2~1.8m。采用乳化炸药，数码电子雷管起爆。

(4) 顶板管理

爆破通风后即进行顶板处理，局部不稳固地段采用锚网支护。锚杆长度 2~3m。

（5）矿石运搬

爆落的矿石采用 3m³ 铲运机（遥控）出矿，铲出矿石倒入溜井内，在溜井下部将矿石装入地下卡车中运出。

（6）充填

每一分层回采结束后，进行采场充填准备工作。充填前，在切割平巷处构筑充填挡墙，优先选用掘进废石充填，当废石量不足时，采用灰砂比为 1:10 的胶结料充填分层下部 6m 采空区，采用灰砂比为 1:4 的胶结料充填分层上部 2m 采空区，预留 2m 高度作为下一分层回采的自由面，充填滤水经泄水井自流至中段穿脉巷道内的水窝处，再经水沟排至排水系统。

（7）采场通风

新鲜风流由脉外沿脉巷道经分层联络道进入脉内沿脉巷道，由切割巷道进入采场，清洗工作面后，污风经充填回风井、上中段回风联络道、上中段回风巷道，最后经回风井排出地表。

盘区通风条件较差时，可在回采进路附近增设局扇加强通风。

2.4.6.3 充填工艺及材料

1) 充填系统

在各矿带分别建设充填站。

二采区 V 矿带新建充填站，担负 V 矿带充填任务，充填站位于 V 东回风井工业场地。VI 矿带新建充填站，担负 VI 矿带充填任务，充填站位于 718m 平硐斜坡道工业场地；VIII 矿带新建充填站，担负 VIII 矿带充填任务，充填站位于 VIII 斜坡道工业场地。

采矿方法采用房柱嗣后充填采矿法、盘区机械化房柱嗣后充填采矿法、浅孔留矿嗣后充填采矿法和分段空场嗣后充填采矿法。井下采用废石+尾砂充填采空区，其中尾砂充填占比约为 80%。

2) 充填工艺

充填工艺采用分级尾砂胶结充填，骨料为分级尾砂，胶结料为水泥。

3) 充填料浆制备

分级尾砂在选厂脱水后采用汽车运输至充填站储料车间。充填时脱水尾砂由挖机或装载设备装载到尾砂给料漏斗，再通过斜皮带进入立式高浓度搅拌槽，胶结料通过微粉秤添加至搅拌槽，尾砂、水泥在搅拌槽内经过加水调浆后形成合适浓度的充填料浆，最后通过管路加压输送至空区充填。

胶结充填料浆的配比为水泥:尾砂=1: 6，占比 15%，28d 充填体强度 2MPa；水泥:尾砂=1: 20，占比 85%；充填料浆浓度 68%。

4) 充填输送

矿带充填料浆均采用加压输送。

充填主管路采用双金属复合耐磨管，外径 168mm，壁厚 18mm。平巷中的充填管选用外径 Φ 140mm 的矿用钢骨架塑料复合管，承压等级 6.3MPa；靠近充填采场充填管选择外径 Φ 125mm 的矿用钢骨架塑料复合管，承压等级 3MPa。

2.4.6.4 炸药库

根据《可研报告》，在 718m 平硐斜坡道西南侧约 0.78km 处利旧一座 5t 级地表炸药库，服务于二采区的采矿活动，该炸药库由呼伦贝尔市通缘爆破有限责任公司负责，手续齐全。

《可研报告》未明确井下爆破器材库的位置、炸药和爆破器材储存量等情况。

2.4.7 通风系统

2.4.7.1 通风系统概述

一期、二期均采用分矿带侧翼对角式通风系统，机械抽出式通风方

式。

1) V 矿带

V 矿带一期、二期均采用 V 进风井和 V 斜坡道进风，V 回风井回风。

新鲜风流由 V 进风井和 V 斜坡道进入井下各生产中段，经中段运输巷道、穿脉巷道进入采场，清洗工作面后，污风通过人行通风天井/充填回风井/盘区斜坡道进入上中段回风巷道，再经过上中段回风巷道分别汇入盲回风斜井，最终由 V 回风井排出地表，一期风机安装在 V 回风井 615m 中段风机硐室内，二期在 V-1#盲回风斜井 360m 中段增加一个风机硐室，硐室内安装一台风机与一期风机接力通风。

2) VI 矿带

VI 矿带一期、二期均采用 718m 平硐和 VI 盲斜坡道/VI-1#盲进风斜井进风，VI 回风井回风。

新鲜风流由 718m 平硐和 VI 盲斜坡道/VI-1#盲进风斜井进入井下各生产中段，经中段运输巷道、穿脉巷道进入采场，清洗工作面后，污风通过人行通风天井/充填回风井/盘区斜坡道进入上中段回风巷道，再经过上中段回风巷道分别汇入盲回风斜井，最终由 VI 回风井排出地表，一期风机安装在 VI 回风井 650m 中段风机硐室内，二期在 VI-1#盲回风斜井 370m 中段增加一个风机硐室，硐室内安装一台风机与一期风机接力通风。

3) VIII 矿带

VIII 矿带一期、二期均采用 VIII 进风井和 VIII 斜坡道进风，VIII 回风井回风。

新鲜风流由 VIII 进风井和 VIII 斜坡道进入井下各生产中段，经中段运输巷道、穿脉巷道进入采场，清洗工作面后，污风通过人行通风天井/充填回风井/盘区斜坡道进入上中段回风巷道，再经过上中段回风巷道分别汇入盲回风斜井，最终由 VIII 回风井排出地表，风机安装在 VIII 回风井 610m 中段回风石门风机硐室内。

2.4.8.2 风机选型

一、二期风机选型见下表 2-3。

表 2-3 风机统计表

分期	风机站	设备名称	型号	数量 (台)	电机 功率 (kW)	位置
一期	V 矿带 615m 风机 站	轴流式风 机	FKCDZNo25/2×200	1	2×200kW	V 矿带 615m 风 机站
	VI 矿带 650m 风机 站	轴流式风 机	FKCDZNo32/2×250	1	2×250kW	VI 矿带 650m 风 机站
	VIII 矿带 610m 风机 站	轴流式风 机	FKZNo23/132	1	160kW	VIII 矿带 610m 风 机站
二期	V 矿带 360m 风机 站	轴流式风 机	FKCDZNo25/2×200	1	2×200kW	V 矿带 360m 盲回风井
	VI 矿带 370m 风机 站	轴流式风 机	FKCDZNo32/2×250	1	2×250kW	VI 矿带 370m 盲回风井
	VIII 矿带 610m 风机 站	轴流式风 机	FKCDZNo27/2×335	1	2×335kW	VIII 矿带东回风 井 610m 中段回 风石门

说明：二期 VIII 矿带生产时，将一期 610m 风机硐室 FKZNo23/132 风机更换为 FKCDZNo27/2×335 型轴流式风机，其余矿带一期风机利旧。

在贯穿风流不能到达的工作面、通风难以控制或风阻较大的地方均需采用局扇来进行局部通风，采用 FKN04.0 型号局扇，电机功率 5.5kW，风量 $2.2 \sim 3.5 \text{ m}^3/\text{s}$ ，风压 $1648 \sim 1020 \text{ Pa}$ ，生产过程中需根据实际情况进行调整。局扇风筒均采用阻燃风筒，根据巷道规格，采场局部通风风筒可选用 $\phi 400 \sim 500 \text{ mm}$ ，掘进作业面局部通风风筒可选用 $\phi 500 \sim 600 \text{ mm}$ 。风筒口与工作面的距离：压入式通风不应超过 10m；抽出式通风不应超过 5m；混合式通风，压入风筒的出口不应超过 10m，抽出风筒入口应滞后压入风筒出口 5m 以上。

根据井下采、掘作业面安排，二采区应配备 FKN04.0 型矿用压入式轴流局部通风机共 55 台（含 11 台备用）。

2.4.8.3 通风控制及反风措施

风机控制采用交流变频远程控制系统。电机可进行反转反风，不需要设置反风道。当矿井需要反风时，电机反转运行，可保证井下风流在 10min 内实现反风要求，风机反风率不小于 60%。

2.4.8.4 风机备用电机及快速更换装置

各风机房（硐室）内放置备用电机 1 台，并设有快速更换电机的起重梁，以便迅速调换电动机。

2.4.8 矿山供配电设施

2.4.8.1 供电电源

V 矿带西约 4km 处已建有诚诚矿业 35kV 变电站一座，电源引自额尔古纳 110kV 变电站，变电站内设 3150kVA 变压器 2 台，容量不足，需对总降进行扩容改造，更换为 20000kVA 变压器 1 台，该变电站为一、二采区采矿全部负荷供电。

V 矿带西北约 4km 处已建有永诚 35kV 变电站一座，电源引自三河农场 110kV 变电站，变电站内设 20000kVA 变压器 1 台，该变电站主要为已有一、二选厂设备供电，该总降剩余容量约 8600kVA，同时为一、二采区一级负荷供电（最大容量为 7396.3kVA），可保证一级负荷的供电可靠性。

VI 矿带主电源现有一路 JKLYJ-120mm² 架空线（简称 2 号架空线）引自诚诚矿业 35kV 变电站 10kV 侧，长度为 2.5km，为 VI 矿带生产供电。

从诚诚矿业 35kV 变电站 10kV 侧新设一路 JKLYJ-240mm² 架空线（简称 3 号架空线），经 V 矿带，最终至 VIII 矿带，长度为 4km，为 V 矿带和 VIII 矿带生产供电。

从永诚 35kV 变电站 10kV 侧新设一路 JKLYJ-300mm² 架空线（简称 4 号架空线），长度为 6km，为一、二采区一级负荷供电。

2.4.8.2 供配电系统

1) V 号矿带供配电系统

以下为 V 矿带一期供配电系统：

(1) V 矿带工业场地变电所

在 V 矿带工业场地新建变电所一座，两路电源分别采用 ZR-YJV₂₂-10kV-3×95mm² 电缆引自 3、4 号架空线，内设 KYN28-12A 型高压开关柜 12 面，为 V 矿带 615m 风机变电所、变压器提供 10kV 电源。

变电所内设 SCB18-1600/10/0.4kV 变压器 1 台，GGD2 型低压柜 10 面，为充填站、采暖等设备提供低压电源。

(2) V 矿带 615m 风机变电所

毗邻 V 矿带 615m 风机房新建变电所 1 座，两路电源分别采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×50mm² 电缆引自 V 矿带工业场地变电所 10kV 侧不同母线段，内设 GKG 型高压开关柜 2 面，KSG-800/10/0.4kV 型变压器 2 台，GKD 型低压柜 6 面，为风机提供电源。

(3) V 矿带 360m 水泵房变电所

毗邻 360m 中段井下水泵房新建变电所 1 座，两路电源分别采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×120mm² 电缆引自 3、4 号架空线，内设 GKG 型高压开关柜 20 面，为水泵、变压器、采区变电所、V 矿带 210m 水泵房变电所提供 10kV 电源。

变电所内设 KSG-200/10/0.4kV 型变压器 2 台，GKD 型低压柜 6 面，为照明、辅助等设备提供低压电源。

(4) V 矿带 495m 采区变电所

在 V 矿带 495m 中段新建采区变电所，电源采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×50mm² 电缆引自 V 矿带 360m 水泵房变电所 10kV 侧，内设 GKG 型高压开关柜 1 面、KSG-800/10/0.4kV 变压器 1 台、GKD 型低压柜 4 面，为本中

段采场生产低压用电设备供电。

（5）V 矿带 410m 采区变电所

在 VI 矿带 410m 中段新建采区变电所，电源采用 WD-MYJY₂₃-10kV-3×50mm² 电缆引自 V 矿带 360m 水泵房变电所 10kV 侧，内设 GKG 型高压开关柜 1 面、KSG-800/10/0.4kV 变压器 1 台、GKD 型低压柜 4 面，为本中段采场生产低压用电设备供电。

以下为 V 矿带二期供配电系统：

一期供配电系统继续利用，二期新建以下变电所。

（1）V 矿带 360m 风机变电所

毗邻 V 矿带 360m 风机房新建变电所 1 座，两路电源分别采用 WD-MYJY₂₃-10kV-3×50mm² 电缆引自 V 矿带 360m 水泵房变电所 10kV 侧不同母线段，内设 GKG 型高压开关柜 2 面，KSG-800/10/0.4kV 型变压器 2 台，GKD 型低压柜 6 面，为风机提供电源。

（2）V 矿带 210m 水泵房变电所

毗邻 V 矿带 210m 水泵房新建变电所 1 座，两路电源分别采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×70mm² 电缆引自 V 矿带 360m 水泵房变电所 10kV 侧不同母线段，内设 GKG 型高压开关柜 14 面，为水泵、变压器、采区变电所提供 10kV 电源。

变电所内设 KSG-200/10/0.4kV 型变压器 2 台，GKD 型低压柜 6 面，为照明、辅助等设备提供低压电源。

（3）V 矿带 360m 采区变电所

在 V 矿带 360m 中段新建采区变电所，电源采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×50mm² 电缆引自 V 矿带 360m 水泵房变电所 10kV 侧，内设 GKG 型高压开关柜 1 面、KSG-800/10/0.4kV 变压器 1 台、GKD 型低压柜 4 面，为本中段采场生产低压用电设备供电。

（4）V 矿带 210m 采区变电所

在 VI 矿带 210m 中段新建采区变电所，电源采用 WD-MYJY₂₃-10kV-3×50mm² 电缆引自 V 矿带 210m 水泵房变电所 10kV 侧，内设 GKG 型高压开关柜 1 面、KSG-800/10/0.4kV 变压器 1 台、GKD 型低压柜 4 面，为本中段采场生产低压用电设备供电。

2) VI 矿带供配电系统

以下为 VI 矿带一期供配电系统：

（1）VI 矿带工业场地变电所

在 VI 矿带工业场地新建变电所一座，两路电源分别采用 ZR-YJV₂₂-10kV-3×95mm² 电缆引自 2、4 号架空线，内设 KYN28-12A 型高压开关柜 14 面，为 VI 矿带 650m 风机变电所、变压器、采区变电所提供 10kV 电源。

变电所内设 SCB18-1600/10/0.4kV 变压器 1 台，GGD2 型低压柜 10 面，为充填站、采暖等设备提供低压电源。

（2）VI 矿带 650m 风机变电所

毗邻 VI 矿带 650m 风机房新建变电所 1 座，两路电源分别采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×50mm² 电缆引自 VI 矿带工业场地变电所 10kV 侧不同母线段，内设 GKG 型高压开关柜 2 面，KSG-800/10/0.4kV 型变压器 2 台，GKD 型低压柜 6 面，为风机提供电源。

（3）VI 矿带 490m 采区变电所

在 VI 矿带 490m 中段新建采区变电所，电源采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×50mm² 电缆引自 VI 矿带工业场地变电所 10kV 侧，内设 GKG 型高压开关柜 1 面、KSG-800/10/0.4kV 变压器 1 台、GKD 型低压柜 4 面，为本中段采场生产低压用电设备供电。

（4）VI 矿带 370m 采区变电所

在 VI 矿带 370m 中段新建采区变电所，电源采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×50mm² 电缆引自 VI 矿带工业场地变电所 10kV 侧，内设 GKG 型高压开关柜 1 面、KSG-800/10/0.4kV 变压器 1 台、GKD 型低压柜 4 面，为本中段采场生产低压用电设备供电。

以下为 VI 矿带二期供配电系统：

一期供配电系统继续利用，二期新建以下变电所。

（1）VI 矿带 370m 风机变电所

毗邻 VI 矿带 370m 风机房新建变电所 1 座，两路电源分别采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×50mm² 电缆引自 VI 矿带工业场地变电所 10kV 侧不同母线段，内设 GKG 型高压开关柜 2 面，KSG-800/10/0.4kV 型变压器 2 台，GKD 型低压柜 6 面，为风机提供电源。

（2）VI 矿带 330m 采区变电所

在 VI 矿带 330m 中段新建采区变电所，电源采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×50mm² 电缆引自 VI 矿带工业场地变电所 10kV 侧，内设 GKG 型高压开关柜 1 面、KSG-800/10/0.4kV 变压器 1 台、GKD 型低压柜 4 面，为本中段采场生产低压用电设备供电。

（3）VI 矿带 210m 采区变电所

在 VI 矿带 210m 中段新建采区变电所，电源采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×50mm² 电缆引自 VI 矿带工业场地变电所 10kV 侧，内设 GKG 型高压开关柜 1 面、KSG-800/10/0.4kV 变压器 1 台、GKD 型低压柜 4 面，为本中段采场生产低压用电设备供电。

3) VIII 矿带供配电系统

以下为 VIII 矿带一期供配电系统：

（1）VIII 矿带工业场地变电所

在 VI 矿带工业场地新建变电所一座，两路电源分别采用 ZR-YJV

$22-10\text{kV}-3\times 95\text{mm}^2$ 电缆引自 3、4 号架空线，内设 KYN28-12A 型高压开关柜 13 面，为Ⅷ矿带 610m 风机变电所、变压器、采区变电所提供 10kV 电源。

变电所内设 SCB18-1600/10/0.4kV 变压器 1 台，GGD2 型低压柜 10 面，为充填站、采暖等设备提供低压电源。

（2）Ⅷ矿带 610m 风机变电所

毗邻Ⅷ矿带 610m 风机房新建变电所 1 座，两路电源分别采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×50mm² 电缆引自Ⅷ矿带工业场地变电所 10kV 侧不同母线段，内设 GKG 型高压开关柜 2 面，KSG-315/10/0.4kV 型变压器 2 台，GKD 型低压柜 4 面，为风机提供电源。

（3）Ⅷ矿带 490m 采区变电所

在Ⅷ矿带 490m 中段新建采区变电所，电源采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×50mm² 电缆引自Ⅷ矿带工业场地变电所 10kV 侧，内设 GKG 型高压开关柜 1 面、KSG-800/10/0.4kV 变压器 1 台、GKD 型低压柜 4 面，为本中段采场生产低压用电设备供电。

（4）Ⅷ矿带 370m 采区变电所

在Ⅷ矿带 370m 中段新建采区变电所，电源采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×50mm² 电缆引自Ⅷ矿带工业场地变电所 10kV 侧，内设 GKG 型高压开关柜 1 面、KSG-800/10/0.4kV 变压器 1 台、GKD 型低压柜 4 面，为本中段采场生产低压用电设备供电。

以下为Ⅷ矿带二期供配电系统：

一期供配电系统继续利用，二期对Ⅷ矿带 610m 风机变电所进行改造，并新建以下变电所。

（1）Ⅷ矿带 610m 风机变电所

风机功率改为 2×355kW（10kV），两路进线电源不变，新增 GKG 型

高压开关柜 9 面，为风机提供电源。

（2）Ⅷ矿带 330m 采区变电所

在Ⅷ矿带 330m 中段新建采区变电所，电源采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×50mm² 电缆引自Ⅷ矿带工业场地变电所 10kV 侧，内设 GKG 型高压开关柜 1 面、KSG-800/10/0.4kV 变压器 1 台、GKD 型低压柜 4 面，为本中段采场生产低压用电设备供电。

（3）Ⅷ矿带 210m 采区变电所

在Ⅷ矿带 210m 中段新建采区变电所，电源采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3×50mm² 电缆引自Ⅷ矿带工业场地变电所 10kV 侧，内设 GKG 型高压开关柜 1 面、KSG-800/10/0.4kV 变压器 1 台、GKD 型低压柜 4 面，为本中段采场生产低压用电设备供电。

2.4.8.3 供电电压

工程采用以下电压等级：

- 1) 地表高压配电设备采用 10kV，井下的配电采用 10kV；
- 2) 低压动力设备及用电设备采用 380V；
- 3) 照明电压：运输巷道、井底车场采用 220V；采掘工作面、出矿巷道、天井和天井至回采工作面之间，采用 36V；行灯电压采用 36V。

2.4.8.4 照明设施

井下设备硐室、避灾硐室、调度室、机车库、修理间、信号站、候车室、运输巷道、采区车场、有人行走的各种巷道、风门处、安全出口、溜井井口等处均设置固定照明，采用节能型照明变压器，照明灯具采用 LED 节能照明灯或 LED 灯带，避灾硐室、变电所设置自带电源事故照明灯。

各车间、厂房照明采用 LED 光源，变电所、控制室、办公室、值班室等采用三基色节能荧光灯。

2.4.8.5 设备选型

1) 地表 10kV 开关柜选用金属铠装移开式 KYN28A-12 型开关柜，井下 10kV 开关柜选用矿用 GKG 型开关柜。

2) 10/0.4kV 地表电力变压器选用新型的 SCB18 系列干式变压器，井下变压器选用 KSG 型矿用干式变压器。

3) 地表低压柜选用 GGD2 型开关柜，井下低压柜选用 GKD 型矿用开关柜。

4) PLC 及 DCS 控制装置、变频器选用有成熟运行经验的厂家产品。

5) 计量仪表采用数字式仪表。

6) 地表电缆采用阻燃电缆，井下电缆采用低烟无卤阻燃电缆；电缆桥架采用防腐蚀性材料，减少维护工作量，保证运行。

2.4.9 防排水与防灭火系统

2.4.9.1 矿井涌水量预测

一期 360m 中段正常涌水量为 $8354\text{m}^3/\text{d}$ （V 矿带 $763\text{m}^3/\text{d}$ ，VI 矿带 $1776\text{m}^3/\text{d}$ ，VIII 矿带 $5815\text{m}^3/\text{d}$ ），最大涌水量 $13420\text{m}^3/\text{d}$ （V 矿带 $1145\text{m}^3/\text{d}$ ，VI 矿带 $3552\text{m}^3/\text{d}$ ，VIII 矿带 $8723\text{m}^3/\text{d}$ ），各矿带总采矿及充填回水 $1300\text{m}^3/\text{d}$ ；二期 210m 中段正常涌水量 $8192\text{m}^3/\text{d}$ （V 矿带 $763\text{m}^3/\text{d}$ ，VI 矿带 $1614\text{m}^3/\text{d}$ ，VIII 矿带 $5815\text{m}^3/\text{d}$ ），最大涌水量 $13096\text{m}^3/\text{d}$ （V 矿带 $1145\text{m}^3/\text{d}$ ，VI 矿带 $3228\text{m}^3/\text{d}$ ，VIII 矿带 $8723\text{m}^3/\text{d}$ ），各矿带总采矿及充填回水 $1300\text{m}^3/\text{d}$ 。

2.4.9.2 排水系统概述

一期采用集中排水方式。

在 V 矿带 V 进风井 360m 中段石门处新建排水泵房。V 矿带 360m 和 VI、VIII 矿带 370m 中段贯通，VI 和 VIII 矿带涌水经 370m→360m 贯通巷道水沟自流至 V 矿带水仓，由 360m 水平排水泵房一段排至地表。

二期采用集中接力排水方式。

在 V 矿带 V 盲进风斜井 210m 中段石门处新建排水泵房。V、VI 和 VIII

矿带在 210m 水平贯通,3 个矿带涌水经 210m 中段水沟自流至 V 矿带水仓,经 210m 水平排水泵房和 360m 水平排水泵房接力排至地表。

2.4.9.3 排水设备及管路

1) 一期排水

根据《可研报告》,360m 排水泵房内设置 4 台 MD360-60×8 型多级离心水泵。正常涌水时 2 台工作,1 台备用,1 台检修;最大涌水时 3 台工作,1 台检修。

排水管路选择 2 条 $\Phi 351 \times 10$ 无缝钢管,管路沿 V 进风井敷设。正常涌水时 1 根工作,1 根备用,最大涌水时 2 根管路同时工作。

在 360m 中段布置内外 2 条独立水仓,水仓净断面 $4.5\text{m} \times 4.5\text{m}$ (宽×高),内水仓有效容积为 1185m^3 ;外水仓有效容积为 2373m^3 ;水仓总有效容积为 3558m^3 ,可容纳 10.22h 正常涌水量。水仓前端采用砌筑挡墙隔断方式作为沉淀池用,沉淀池净断面 $4.5\text{m} \times 4.5\text{m}$ (宽×高),长 10m。

2) 二期排水

210m 排水泵房内安设 4 台 MD360-60×5 型多级离心水泵。正常涌水时 2 台工作,1 台备用,1 台检修;最大涌水时 3 台工作,1 台检修。

排水管路选择 2 条 $\Phi 351 \times 10$ 无缝钢管,管路沿 V 盲进风斜井敷设。正常涌水时 1 根工作,1 根备用,最大涌水时 2 根管路同时工作。

在 210m 中段布置内外 2 条独立水仓,水仓净断面 $4.5\text{m} \times 4.5\text{m}$ (宽×高),内水仓有效容积为 1185m^3 ;外水仓有效容积为 2373m^3 ;水仓总有效容积为 3558m^3 ,可容纳 10.42h 正常涌水量。水仓前端采用砌筑挡墙隔断方式作为沉淀池用,沉淀池净断面 $4.5\text{m} \times 4.5\text{m}$ (宽×高),长 10m。

3) 辅助排水泵房

在 VI 矿带 VI-1#盲进风斜井 370m 水平建辅助排水泵房,担负 VI 矿带生产及消防用水排水任务。在 VIII 矿带 VIII-1#盲进风斜井 370m 水平建辅助

排水泵房，担负VI矿带生产及消防用水排水任务。

VI矿带 370m 辅助泵房选择 MD85-67×6 水泵 2 台，水泵额定流量 85m³/h，扬程 402m，电机功率 160kW；正常 1 台工作，1 台备用；排水管路选择 Φ 133×6mm 无缝钢管 1 根，管路沿VI-1#盲进风斜井→718m 平硐→地表生产水池。

VIII矿带 370m 辅助泵房选择 MD85-67×5 水泵 2 台，水泵额定流量 85m³/h，扬程 335m，电机功率 132kW；正常 1 台工作，1 台备用；排水管路选择 Φ 133×6mm 无缝钢管 1 根，管路沿VIII-1#盲进风斜井→VIII进风井→VIII矿带 610m 中段→VIII斜坡道→地表生产水池。

4) 排泥系统

充填泄水、泥砂流出采场，先流经平巷水沟内的沉淀，较粗的泥砂沉淀，清水及细泥自流至水仓及沉淀池，泥砂采用铲运机清理。

2.4.9.4 防灭火水源

V 矿带、VI 矿带、VIII 矿带地表消防用水量和井下消防用水量分别贮存在各矿带地表 1000m³ 生产水池中，水池设保证消防用水量不做他用的报警系统。

矿区地表及井下消防用水水源均为井下排水。

2.4.9.4 防灭火给水系统

1) 井下给水系统

二采区 V 矿带、VI 矿带、VIII 矿带主供水管路均为 Φ 133×6 焊缝钢管，供水支管为 Φ 89×5 焊缝钢管，主管路沿各矿带斜坡道敷设至井下。井下供水管路沿各矿段斜坡道敷设至井下。

各斜坡道及井下易燃地点在供水管道上每隔 50~100m 安装 DN65 的消火栓，消火栓配有水枪和水带。

2) 地表给水系统

二采区 V 矿带、VI 矿带、VIII 矿带均新建泵房，泵房内均有消防泵及稳压设备。各场地室外消防用水由 2 台 XBD3/15-80-160 型离心消防泵自 1000m³ 水池取水后加压供给，单台流量 15L/s，扬程 45m，1 用 1 备。消防管路与生产供水管路合用，供水管路选用 DN150 焊接钢管，采用 SA100/65-1.0 型地下式消火栓，消火栓间距小于 120m。

2.4.9.5 防灭火措施

1) 根据《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）的规定，并下在下列地点或区域配置消火栓：

各斜坡道及井下易燃地点，管道上每隔 50~100m 安装 DN65 消火栓，每个消火栓均配有水枪和水带。

2) 井下在下列地点配置灭火器：

各斜坡道及井下易燃地点，变电所、水泵房等场所配置灭火器。每个灭火器配置点设 2 具 MF/ABC5 型灭火器，各巷道灭火器配置点间距为 250m~300m。

地表工业场地的布置按照《建筑灭火器配置设计规范》（GB50140-2005）的规定，地表各场所除配电室外各车间配置的干粉灭火器型号均不低于 MF/ABC2 型。配电室干粉灭火器型号均不低于 MF/ABC3 型。

3) 相邻建(构)筑物之间的水平距离应满足建筑防火间距的要求，各建(构)筑物周边设置消防通道。

4) 矿山组建义务消防队，设队长 1 名，成员 4 人，配备各类消防器具。消防人员平时加强培训、演练，发生火灾时，能按照事故应急救援体系中的要求，统一指挥、组织和扑救火灾。

2.4.10 排土场及表土堆存场地

2.4.10.1 排土场选址

V 排土场位于 V 斜坡道工业场地东南侧约 870m 处，用于 V 矿带及 VIII

矿带的废石堆存。VI排土场位于 718m 平硐工业场地东南侧约 220m 处，用于VI矿带的废石堆存。排土场所在区域内无活动断层分布，岩石力学性质和抗风化能力强，区域地壳稳定，综合分析认为属稳定区域，适宜建设为排土场。

2.4.10.2 排土场容积

根据《可研报告》，V排土场总容积为 $81.30 \times 10^4 \text{m}^3$ ，VI排土场总容积为 $122.00 \times 10^4 \text{m}^3$ 。

2.4.10.2 排土工艺及参数

新建V矿带排土场：

- 1) 堆置总高度：20m；
- 2) 台阶高度：10m、10m；
- 3) 平台宽度：6m；
- 4) 台阶坡面角： 33.69° ；
- 5) 排土场总体边坡角： 29.05° ；
- 6) 排土阶段数量 2 个；
- 7) 排土场最终平台标高：660m，总容积 $81.30 \times 10^4 \text{m}^3$ ；

新建VI矿带排土场：

- 1) 堆置总高度：30m；
- 2) 台阶高度：10m、10m、10m；
- 3) 平台宽度：6m；
- 4) 台阶坡面角： 33.69° ；
- 5) 排土场总体边坡角： 27.75° ；
- 6) 排土阶段数量：3 个；
- 7) 排土场最终平台标高：717.80m，总容积 $122 \times 10^4 \text{m}^3$ 。

2.4.10.3 排土场排洪设施

在排土场上游山坡修建矩形截水沟，沟底宽 0.8m，沟深 0.8m，采用浆砌石砌筑，将雨水引至排土场外。在排土场各台阶平台修建矩形排水沟，沟宽 0.5m，沟深 0.5m，采用浆砌石砌筑，将场内地表水有组织的排至场外。

2.4.10.4 表土堆存场地

1) V 矿带表土堆存场地

V 排土场与 V 表土堆存场地毗邻布置，位于 V 斜坡道工业场地东南侧约 870m 处，用于 V 矿带及Ⅷ矿带的废石及表土堆存。堆存主要参数为堆置总高度：6m；台阶高度：6m；台阶坡面角：33.69°；容积 $3.70 \times 10^4 \text{m}^3$ 。

2) VI 矿带表土堆存场地

VI 排土场与 VI 表土堆存场地毗邻布置，位于 718m 平硐工业场地东南侧约 220m 处，用于 VI 矿带的废石及表土堆存。堆存主要参数为堆置总高度：6m；台阶高度：6m；台阶坡面角：33.69°；容积 $4.0 \times 10^4 \text{m}^3$ 。

2.4.11 安全避险“六大系统”

根据《可研报告》，原额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿区已建设安装有“六大系统”设施设备，但未描述二采区新建“六大系统”设施及布置情况。

2.4.12 压风及供水系统

2.4.12.1 压风系统

1) 压风系统概述

各矿带分别建空压机站。空压机站内均安装 4 台排气量 $44 \text{m}^3/\text{min}$ 的螺杆空压机。主供风管路选择 $\Phi 245 \times 7 \text{mm}$ 焊缝钢管，沿各矿带斜坡道敷设，供风支管为 $\Phi 108 \times 4 \text{mm}$ 焊缝钢管。

各矿带分别建空压机站。

2) 空压机设备选型

在 V、VI、VIII 矿带斜坡道口附近分别建空压机站。经计算，各矿带空压机站配置相同。空压机站配置见表 2-4。

表 2-4 各矿带空压机站配置表

序号	设备名称	型号	数量(台)	排气量 (m^3/min)	排气压力 (MPa)	电机 功率 (kW)
1	螺杆式空压机	LG44/8G	4	44	0.8	250

主供风管路选择 $\phi 273 \times 7$ 焊缝钢管，沿各矿带斜坡道敷设，供风支管为 $\phi 108 \times 4$ 焊缝钢管。

3) 压风自救系统

矿山压风自救系统与生产压风系统共用。其建设方案如下：

- (1) 自救气源由各采区地表空压机供给。
- (2) 压风自救系统与井下生产供风系统共用。
- (3) 在各主要生产中段和分段进风巷道的压风管道上每隔 200m 安设一组供气阀门。
- (4) 独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的压风管道上安设一组供气阀门，相邻两组供气阀门间距不大于 200m。
- (5) 爆破时撤离人员集中地点的压风管道上安设一组供气阀门。
- (6) 压风管道接入紧急避险设施内，并设置供气阀门，接人的矿井压风管路设减压、消音、过滤装置和控制阀，压风出口压力为 0.1MPa，供风量每人不小于 $0.3\text{m}^3/\text{min}$ ，连续噪声应不大于 70dB(A)。
- (7) 主压风管道安装油水分离器。

2.4.12.2 供水系统

1) 井下生产供水及消防供水

各矿带采用分别供水方式，每个矿带生产用水分别约为 $500\text{m}^3/\text{d}$ ，供水水源来自各矿带地表生产水池，VI 矿带、V 矿带、VIII 矿带地表均新建 1 座 1000m^3 生产及消防水池，主供水管路采用 $\phi 133 \times 6\text{mm}$ 焊缝钢管，供水

支管为 $\Phi 89 \times 4.5\text{mm}$ 焊缝钢管，主管路沿各矿带斜坡道敷设至井下。一期井下供水管路沿各矿带斜坡道敷设至井下。二期井下供水管路沿斜坡道敷设至 360m（370m）中段，再沿斜坡道敷设至井下生产中段。

各斜坡道及井下易燃地点在供水管道上每隔 100m 安装 DN65 的消火栓，消火栓配有水枪和水带。

2) 供水施救系统

(1) 施救水源

供水施救系统的水源要求符合清洁饮用水标准，由于矿山井下涌水无法饮用，水源采用各采区地表生活用水。

(2) 将地表生活用自来水接入矿山的生产供水系统，并设置水源切换阀门。当井下灾变发生后，需要启动供水施救系统时，则将矿山的生产供水系统阀门关闭，开启自来水供水阀门。

(3) 供水施救系统管路与井下生产供水管路共用。

(4) 在各主要生产中段和分段进风巷道的供水管道上每隔 200m 安设一组供水阀门。

(5) 独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的供水管道上安设一组供水阀门，相邻两组供水阀门间距不大于 200m。

(6) 爆破时撤离人员集中地点的供水管道上安设一组供水阀门。

(7) 供水管道接入紧急避险设施内，并安设阀门及过滤装置，水量和水压满足额定数量人员避灾时的需要。

2.4.13 安全管理及其他

2.4.13.1 安全管理

1) 组织机构

根据《可研报告》，企业组织机构利用矿山现有，设有经理、副经理、安全环保部、生产能源部、地质测量质检部、财务部、审计监督部、

化验室、行政人事部、经营部高层管理人员及职能管理部门，并下设采矿车间，选矿车间。

2) 劳动定员

一采区改建和二采区新建项目一期共需 1380 人，其中：采矿车间共需 1154 人，选矿车间 108 人，矿部管理及服务人员 118 人。二期全矿共需 1426 人，其中：采矿车间共需 1200 人，选矿车间 108 人，矿部管理及服务人员 118 人。

2.4.13.2 其他

1) 井口预热

地表新鲜风流通过斜坡道、进风井进入井下。为防止井筒冬季结冰影响生产，需采取井口预热措施。

井口预热装置为新建，布置在Ⅵ矿带 718m 平硐斜坡道、Ⅴ矿带进风井、Ⅴ矿带斜坡道、Ⅷ矿带进风井和Ⅷ矿带斜坡道，一期及二期井口预热设备选型见下表 2-5 及 2-6。

表 2-5 一期井口预热设备表

位置	名称	数量(台)	功率(kW)
Ⅵ矿带 718m 平硐斜坡道	KJNF-40/40/60 机组 单台加热量 1700kW	4	4×7.5
Ⅴ矿带进风井	KJNF-40/40/50 机组 单台加热量 1418kW	3	3×7.5
Ⅴ矿带斜坡道	KJNF-40/40/60 机组 加热量 1754kW	1	7.5
Ⅷ矿带进风井	KJNF-40/40/60 单台加热量 1594kW	2	2×7.5
Ⅷ矿带斜坡道	KJNF-40/40/40 单台加热量 1116kW	1	5.5

表 2-6 二期井口预热设备表

位置	名称	数量(台)	功率(kW)	备注
Ⅵ矿带 718m 平硐斜坡道	KJNF-40/40/60 型 矿井加热机组 单台加热量 1700kW	4	4×7.5	利用一期
Ⅴ矿带进风井	KJNF-40/40/50 型	3	3×7.5	利用

位置	名称	数量（台）	功率（kW）	备注
	矿井加热机组 单台加热量 1417kW			一期
V 矿带斜坡道	KJNF-40/40/60 型 矿井加热机组 加热量 1754kW	1	7.5	利用 一期
VIII 矿带进风井	KJNF-40/40/60 型 矿井加热机组 单台加热量 1594kW	2	2×7.5	利用 一期
	KJNF-40/40/40 型 矿井加热机组 单台加热量 1116kW	1	7.5	新增
VIII 矿带斜坡道	KJNF-40/40/40 型 矿井加热机组 单台加热量 1116kW	1	5.5	利用 一期
	KJNF-40/40/40 型 矿井加热机组 单台加热量 1116kW	1	5.5	新增

2) 矿山机修

在 V 矿带 360m 中段设一个无轨设备维修硐室，主要负责井下无轨设备的修理任务。包括整车的解体及装配、钳工修理、修理车架、车厢，维护井下电气设备工作及工具、材料的保管。维修硐室内设一台 10t 起重机、BX3-500 交流弧焊机一台，S3SL 砂轮机一台、氢氧焊切割机等维修设备。

3) 投资估算

投资估算见下表 2-7 及 2-8。

表 2-7 综合估算表（一期）

序号	工程或费用名称	价值(万元)				
		建筑 工程	设备 购置	安装 工程	其他 费用	总价值
I	第一部分 工程费用					
一	主要生产工程					
(一)	采矿工程					
1	坑内开拓工程	38869				38869
1.1	V 矿带（规模 70 万 t/a）	14142				14142
	V 斜坡道（685～360m）	4077				4077



序号	工程或费用名称	价值(万元)				
		建筑工程	设备购置	安装工程	其他费用	总价值
	V 进风井（735～360m）	501				501
	V 回风井（668～615m）	81				81
	盲回风斜井（615～360m）	307				307
	615m 中段	320				320
	535m 中段	1129				1129
	495m 中段	1199				1199
	410m 中段	2261				2261
	360m 中段	2261				2261
	360m 水平水泵房变电所	615				615
	采切工程	1392				1392
1.2	VI 矿带（规模 85 万 t/a）	11458				11458
	VI 斜坡道（718～370m）	4069				4069
	VI 盲进风斜井（718～370m）	418				418
	VI 回风井（730～650m）	126				126
	盲回风斜井（650～370m）	337				337
	650m 中段	231				231
	530m 中段	1065				1065
	490m 中段	1083				1083
	410m 中段	1141				1141
	370m 中段	1496				1496
	采切工程	1491				1491
1.3	VIII 矿带（规模 40 万 t/a）	13270				13270
	VIII 斜坡道（645～370m）	3183				3183
	VIII 进风井（680～570m）	139				139
	VIII 回风井（660～610m）	78				78
	盲斜井	529				529
	610m 中段	219				219
	490m 中段	1898				1898
	450m 中段	2057				2057
	410m 中段	2068				2068
	370m 中段	2105				2105
	采切工程	994				994
2	采掘设备购置		5572			5572

序号	工程或费用名称	价值(万元)				
		建筑工程	设备购置	安装工程	其他费用	总价值
3	井下排水系统		257	272		529
	设备及安装		257	29		286
	管路及安装			243		243
4	井下供风系统	147	693	302		1143
	一般土建工程	147				147
	设备及安装		693	77		770
	管路及安装			225		225
5	井下通风系统		330	37		367
	设备及安装		330	37		367
6	充填系统（V矿带、VI矿带、VIII矿带各一套）	619	962	232		1814
	一般土建工程	619				619
	设备及安装		962	160		1123
	管路及安装			72		72
7	井下维修设施		31	5		36
	设备及安装		31	5		36
8	井口防冻设施	212	464	65		741
	一般土建工程	212				212
	设备及安装		464	65		529
9	供电系统	102	1416	1636		3155
	V矿带工业场地变电所	34	214	30		278
	V矿带 360m 水泵房变电所		373	52		424
	V矿带 615m 风机变电所		70	10		80
	V矿带 495/360m 采区变电所		69	10		79
	VI矿带工业场地变电所	34	211	29		274
	VI矿带 650m 风机变电所		70	10		80
	VI矿带 490/370m 采区变电所		99	14		113
	VIII矿带工业场地变电所	34	211	29		274
	VIII矿带 490/370m 采区变电所		99	14		113

序号	工程或费用名称	价值(万元)				
		建筑工程	设备购置	安装工程	其他费用	总价值
	电力电缆及安装			1440		1440
10	专项安全保障系统		162	60		222
	人员定位系统		54	8		62
	监测监控系统		54	8		62
	通讯联络系统		54	8		62
	压风自救、供水施救系统			38		38
	二采区采矿工程合计	39951	9888	2609		52448
	主要生产工程合计	39951	9888	2609		52448
二	公共设施工程					
a	二采区	4508	2887	278		7673
1	暖通设施（锅炉房）	2247	648	102		2997
	一般土建工程	2247				2247
	设备及安装		648	90		738
	管路及安装			12		12
2	给排水设施	406	1267	176		1849
	一般土建工程	406				406
	设备及安装		1267	176		1443
3	总图设施	1855	972			2827
3.1	V 矿带	793				793
	土石方	641				641
	新修道路	91				91
	植草护坡	8				8
	工业场地浆砌石排水沟	11				11
	排土场浆砌石排水沟	42				42
3.2	VI 矿带	639				639
	土石方	370				370
	新修道路	160				160
	植草护坡	9				9
	工业场地浆砌石排水沟	58				58

序号	工程或费用名称	价值(万元)				
		建筑工程	设备购置	安装工程	其他费用	总价值
	排土场浆砌石排水沟	42				42
3.3	VIII矿带	424				424
	土石方	339				339
	新修道路	68				68
	植草护坡	8				8
	工业场地浆砌石排水沟	8				8
3.4	运输设备购置		972			972
	公共设施工程合计	4508	2887	278		7673
三	行政福利设施工程					
1	V矿带办公室	190				190
2	V矿带宿舍（共四栋）	395				395
3	VI矿带办公室	190				190
4	VI矿带宿舍（共四栋）	454				454
5	VIII矿带办公室	190				190
6	VIII矿带宿舍（共四栋）	252				252
	行政福利设施工程合计	1671				1671
	工程费用合计	46129	12776	2887		61791

表 2-8 综合估算表（二期）

序号	工程或费用名称	价值(万元)				
		建筑工程	设备购置	安装工程	其他费用	总价值
I	第一部分 工程费用					
一	主要生产工程					
(一)	采矿工程					
	二采区					
1	坑内开拓工程	26841				26841
1.1	V矿带（规模 50 万 t/a）	6429				6429
	V斜坡道延伸（360~210m）	1919				1919
	VI盲进风斜井（360~210m）	180				180
	VI盲回风斜井	180				180
	360m 中段	49				49

序号	工程或费用名称	价值(万元)				
		建筑工程	设备购置	安装工程	其他费用	总价值
	260m 中段	1525				1525
	210m 中段	1563				1563
	210m 水平水泵房变电所	615				615
	采切工程	398				398
1.2	Ⅵ矿带（规模 85 万 t/a）	11131				11131
	Ⅵ斜坡道延伸（370~210m）	1911				1911
	Ⅵ盲进风斜井（370~210m）	192				192
	Ⅵ盲回风斜井（370~210m）	192				192
	360m 中段	35				35
	330m 中段	1655				1655
	290m 中段	1424				1424
	250m 中段	2158				2158
	210m 中段	1873				1873
	采切工程	1690				1690
1.3	Ⅷ矿带（规模 60 万 t/a）	9281				9281
	Ⅷ斜坡道延伸（370~210m）	1911				1911
	Ⅷ盲进风斜井（370~210m）	192				192
	Ⅷ盲回风斜井（370~210m）	192				192
	370m 中段	318				318
	330m 中段	2112				2112
	250m 中段	1795				1795
	210m 中段	1765				1765
	采切工程	994				994
2	采掘设备购置		425			425
3	井下排水系统		193	141		334
	设备及安装		193	21		214
	管路及安装			120		120
4	井下通风系统		377	68		445
	设备及安装		377	68		445
5	供电设施		923	1076		1999



序号	工程或费用名称	价值(万元)				
		建筑工程	设备购置	安装工程	其他费用	总价值
	V 矿带 360m 风机变电所		64	9		73
	V 矿带 210m 水泵房变电所		293	41		333
	V 矿带 360/210m 采区变电所		50	7		57
	VI 矿带 370m 风机变电所		70	10		80
	VI 矿带 330/210m 采区变电所		99	14		113
	VIII 矿带 610 风机变电所		248	35		283
	VIII 矿带 330/210m 采区变电所		99	14		113
	电力电缆及安装			947		947
6	专项安全保障系统		162	39		201
	人员定位系统		54	8		62
	监测监控系统		54	8		62
	通讯联络系统		54	8		62
	压风自救、供水施救系统			17		17
7	井口加热设施		78	11		89
	设备及安装		78	11		89
	二采区采矿工程合计	26841	2158	1335		30333
	主要生产工程合计	26841	2158	1335		30333
	工程费用合计	26841	2158	1335		30333

第三章定性定量评价

根据建设项目的特点，分单元辨识项目投产后的危险、有害因素，分析可能发生的事故类型，预测事故后果严重等级；评价项目建设方案与相关安全生产法律法规、技术规范的符合性；采用定性定量的方法分析评价其安全性及其发生事故后的后果。分析和评价利旧系统、与原系统的相互关系和影响等。

根据项目建设特点，选择适合的评价单元和评价方法。

3.1 评价方法简介

3.1.1 安全检查表（Safetycheeklise, 缩写 SCL）

安全检查表（Safetycheeklise, 缩写 SCL）是系统安全评价最常用的安全评价方法。

为了查找项目系统工艺和各种设备设施、物料、工作场所、操作、管理及组织措施中的危险、有害因素，根据国家法律、法规，行业标准规程、规范和矿山企业的特点，把需要检查的对象分解成若干个检查评价单元，按检查评价单元编制适合本项目的安全检查表。对照标准、规范，深入分析可研报告的各项内容。

安全检查表按检查内容、检查依据检、查记录和检查结果等内容编制，属于检查结果定性化的安全检查表，采用提问并实施检查、验证的方式，在检查结果栏内，记录检查结果。

安全检查表主要依据有《金属非金属矿山安全规程》和《爆破安全规程》等。

3.1.2 预先危险分析（PHA）

预先危险分析（PHA）主要用于对危险物质和装置的区域等进行分析，包括设计、施工、生产前对系统存在的危险、有害因素的类别，发生条件和事故后果等进行预先分析，其目的是：



- (1) 大体识别与系统有关的主要危险；
- (2) 鉴别产生危险的原因；
- (3) 预测事故出现对人体及系统产生的影响；
- (4) 判定已识别的危险性等级，并提出消除或控制危险性的措施。

预先危险分析步骤：

- (1) 对系统的生产目的、物料、设备、设施、工艺过程、操作条件以及周边环境等进行充分调查和详细的了解；
- (2) 根据过去经验及同类事故教训，分析和查找能够造成系统物质损失和人员伤害的危险性及事故的可能类型；
- (3) 对确定的危险源分类，制成预先危险性分析表；
- (4) 进行危险性分级，排列出重点的轻、重、缓急工序；
- (5) 制定相应的预防性对策措施。

危险性等级划分：

根据危险性的大小及其对系统破坏程度，将系统危险、有害因素划分为 4 个等级，见下表 3-1。

表 3-1 危险等级划分表

级别	危险程度	可能导致的后果
I	安全的	不会造成人员伤亡及系统损坏
II	临界的	处于事故的边缘状态，暂不会造成人员伤亡，系统损坏或降低系统性能，但应予以排除或采取控制措施
III	危险的	会造成人员伤亡和系统损坏，要立即采取防范措施
IV	灾难性的	造成人员重大伤亡系统严重破坏的灾难性事故，必须予以果断排除并进行重点防范

3.1.3 事故树分析法

事故树分析法起源于故障树分析法（简称 FTA），是安全系统工程的重要分析方法之一，是一种演绎的安全系统分析方法。

事故树分析法能对各种系统的危险性进行辨识和评价，不仅能分析

出事故的直接原因，还能深入地揭示出事故的潜在原因。用它描述事故的因果关系直观、明了，思路清晰，逻辑性强。既可用于定性分析，又可用于定量分析，是安全系统工程的重要分析方法之一。

3.2 总平面布置单元

3.2.1 评价内容

根据建设项目建设方案、区域工程地质、水文地质、地表移动影响范围等，对采矿工业场地、辅助工业场地、相关建筑物和设施等总体位置选择相互关系及影响进行安全分析与符合性评价。分析矿山开采和周边环境的相互影响。

3.2.2 预先危险性分析法

采用预先危险性分析法对矿山总平面布置的主要危险源及其危险因素进行安全性分析评价，评价结果见表 3-2-1。

表3-2-1预先危险性分析表

危险部位	事故类型	触发条件或原因	事故后果	危险等级	预防措施
工业场地	坍塌	工业场地布置位置不当，可能因采动影响导致工业场地建（构）筑物坍塌、毁坏。	建筑物损坏，财产损失，人员伤亡	IV	1. 工业场地和生活区的设置以靠近井口、方便生产为原则，其设施的布置位置必须避开地裂、塌陷、泥石流、洪水淹没等地带。 2. 工业场地中所有永久性、半永久性工业建筑设施必须设在未来采空区岩层移动边界以外，并按规定保留一定的安全距离。 3. 工业场地的地面标高，应高于当地历史最高洪水水位。特殊情况下达不到要求的，应以历史最高洪水水位为防护标准修筑防洪堤。 4. 容易集水的地点，应修筑泄水沟；泄水沟应避开矿层露头、裂缝和透水岩层；不能修筑沟渠时，可用泥土填平压实；范围太大无法填平时，可安装水泵排水。
工业场地	作业场地涌水	工业场地未设置排洪构筑物或构筑物阻塞导致洪水涌入工业场地。	建筑物损坏，财产损失	III	1. 工业场地应布置在不易受山洪侵害的位置。 2. 工业场地外围应布置排洪构筑物且满足排洪需要。 3. 矿山应设专人负责检查排洪构筑物。

危险部位	事故类型	触发条件或原因	事故后果	危险等级	预防措施
排土场、废石场	坍塌	排土场设计缺陷或选址不当，排土场堆存不符合设计要求等。	人员伤亡、财产损失	III	1. 矿山排土场必须由具有相应资质条件的技术服务机构进行设计。未经技术论证和安全生产监督管理部门的批准，任何单位和个人不得随意变更排土场设计或设计推荐的有关参数。 2. 排土场位置的选择，应保证排弃土岩时不致因大块滚石、滑坡、塌方等威胁邻近。废石场应尽量避免靠近附近村庄、公路和当地主要建构筑物。 3. 排土场选址时应避免成为矿山泥石流重大危险源，无法避开时要采取切实有效的措施防止泥石流灾害的发生。 4. 排土场不应设在居民区或工业建筑的主导风向的上风向和生活水源的上游，废石中的污染物要按照《一般工业固体废物贮存和填埋污染控制标准》堆放、处置。
		排土场、废石场防洪、截洪设施缺陷，导致在汛期和地震影响下，诱发泥石流、坍塌。	重大财产损失	IV	1. 废石场周围应修筑可靠的截洪和排水设施拦截周围汇水。废石场内平台应实施 2%~3% 的反坡，并在废石场平台修筑排水沟拦截平台表面汇水。当废石场范围内有出水点时，必须在排土之前采取措施将水疏出。废石场底层应排弃大块岩石，并形成渗流通道。 2. 汛期应对废石场和下游泥石流拦挡坝进行巡视，发现问题及时修复，防止连续暴雨后发生泥石流和垮坝事故；洪水过后应对坝体和排洪构筑物进行全面认真的检查与清理。发现问题应及时修复。 3. 处于地震烈度高于 6 度地区的废石场应制订相应的防震和抗震的应急预案。地震后，必须对废石场、废石场下游的堆石坝进行巡查和检测，及时修复和加固破坏部分，确保废石场及其设施的运行安全。 4. 废石场最终境界应排弃大块岩石以确保废石场结束后的安全稳定，防止发生泥石流灾害。
		1. 排土场、废石场安全管理人员配备不全、相关管理制度不完善或落实不到位、安全警示标志缺失。 2. 违章挖拣矿石等原因，导致废石场存在的安全隐患不能及时得以发现和消除。	重大财产损失	IV	1. 企业主要负责人是废石场安全生产第一责任人，主要负责人应指定或设立相应的机构负责实施有关废石场安全管理规定的各项要求，配备与实际工作相适应的专业技术人员或有实际工作能力的人员负责废石场的安全管理工作，保证安全生产所需经费。 2. 建立健全适合本单位废石场实际情况的规章制度，包括：废石场安全目标管理制度；废石场安全生产责任制度；废石场安全生产检查制度；废石场安全技术措施实施计划；废石场安全操作以及有关安全培训、教育制度等。 3. 企业必须严格按照设计的要求和有关技术规范，做好废石场安全检查和监测工作。 4. 严禁在废石场作业区或废石场边坡面捡矿石和其他威胁废石场稳定的活动。 5. 废石场周围应设置醒目的安全警示标志。
运输道路	车辆伤害	1. 矿区道路上缺少或未	人员伤亡、	III	1. 矿区道路上应设置安全警示标志，例如限速标志、提示标志。



危险部位	事故类型	触发条件或原因	事故后果	危险等级	预防措施
		设置安全警示标志。 2. 在急弯或视线不良处未设置反光镜。 3. 驾驶人员未经过培训或不具备驾驶资格而驾驶车辆。 4. 车辆的动力、转向及制动系统故障。	财产损失		2. 在急弯或视线不良处未设置反光镜，且驾驶人员应鸣笛减速。 3. 车辆驾驶人员应经过培训并考试合格，岗前不得饮酒，辨识功能缺陷及负荷超限的人员严禁上岗。 4. 定期对场内车辆进行检验检测，确保车辆状况无异常。

本系统应根据矿区工程地质、环境地质、气象、地形地貌等条件，应避免选址及布置过程中形成滚石、滑坡、泥石流等重大危险因素，对选址特殊，且条件限制的设施，应根据危险因素的诱发事故条件，采取措施，加以消除、预防和减弱；对矿区内运输可能造成的车辆伤害也应引起重视，加强预防和管理。

3.2.3 安全检查表分析评价

安全检查表分析评价见表 3-2-2。

表3-2-2总平面布置单元安全检查表

序号	检查项目	检查内容	检查依据	可研报告	符合性
1	厂址选择	厂址选择应符合国家的工业布局、城镇（乡）总体规划及土地利用总体规划的要求。	《工业企业总平面设计规范》3.0.1	符合当地土规划要求。	符合
		厂址应具有满足生产、生活及发展所必需的水源和电源。水源和电源与厂址之间的管线连接应尽量短捷，且用水、用电量大的工业企业宜靠近水源及电源地。	《工业企业总平面设计规范》3.0.6	V矿带西约 4km 处已建有诚诚矿业 35kV 变电站一座，电源引自额尔古纳 110kV 变电站，V 矿带西北约 4km 处已建有永诚 35kV 变电站一座，电源引自三河农场 110kV 变电站。 VI矿带主电源现有一路 JKLYJ-120mm ² 架空线（简称 2 号架空线）引自诚诚矿业 35kV 变电站 10kV 侧。 从诚诚矿业 35kV 变电站 10k	符合

序号	检查项目	检查内容	检查依据	可研报告	符合性
				V 侧新设一路 JKLYJ-240mm ² 架空线（简称 3 号架空线），经 V 矿带，最终至 VIII 矿带，长度为 4km，为 V 矿带和 VIII 矿带生产供电。从永诚 35kV 变电站 10kV 侧新设一路 JKLYJ-300mm ² 架空线（简称 4 号架空线），长度为 6km，为一、二采区一级负荷供电。	
		厂址应具有满足建设工程需要的工程地质条件和水文地质条件。	《工业企业总平面设计规范》3.0.8	矿床水文地质中等，工程地质条件中等。依据历史资料，区内没有发生过山体滑坡、泥石流等重大自然灾害的记录。	符合
2	总体布局	总变电站位置的选择，应符合下列要求： 1. 应靠近厂区边缘、且输电线路进出方便的地段； 2 不得受粉尘、水雾、腐蚀性气体等污染源的影响，并应位于散发粉尘、腐蚀性气体污染源全年最小频率风向的下风侧和散发水雾场所冬季盛行风向的上风侧。	《工业企业总平面设计规范》4.4.5	V 矿带西约 4km 处已建有诚诚矿业 35kV 变电站一座，已建有永诚 35kV 变电站一座，变电站应靠近矿区边缘、且输电线路进出方便。矿区盛行风向为南、南南西向，变电站布置在尾矿库、一选厂和二选厂的南侧。	符合
		总平面布置，应结合当地气象条件，使建筑物具有良好的朝向、采光和自然通风条件。高温、热加工、有特殊要求和人员较多的建筑物，应避免西晒。	《工业企业总平面设计规范》5.1.6	矿区主要建筑为钢筋混凝土结构墙体，通风、采光均较好。	符合
		全厂性修理设施宜集中布置；车间维修设施，应在确保生产安全前提下，靠近主要用户布置。	《工业企业总平面设计规范》5.4.1	在 V 矿带 360m 中段设一个无轨设备维修硐室，主要负责井下无轨设备的修理任务。	符合
		行政办公及生活服务设施的布置，应位于厂区全年最小频率风向的下风侧。	《工业企业总平面设计规范》5.7.1	办公室位于 718m 平硐工业场地东侧。矿区所属地区主导风向为南、南南西向。	符合
3	运输道路	企业内道路的布置，应满足生产、运输、安装、检修、消防安全和施工的要求。	《工业企业总平面设计规范》6.4.1	在工业场区和生活区，设置消防通道，相互之间留有足够的消防距离，道路宽度满足消防车辆的通行。	符合

序号	检查项目	检查内容	检查依据	可研报告	符合性
		厂内道路路面等级、面层类型，应根据生产特点、使用要求和当地的气候、路基状况、材料供应和施工条件等因素确定。	《工业企业总平面设计规范》6.4.4	厂内道路采用水泥混凝土路面。	符合
		厂内道路路面宽度应根据车辆、行人通行和消防需要确定，并宜按现行国家标准《厂矿道路设计规范》GBJ22 的有关规定执行。	《工业企业总平面设计规范》6.4.5	采矿工业场地内主干道路路面宽 6m，符合《厂矿道路设计规范》要求。	符合
		易受自然作用破坏的路基边坡，宜采取种草籽、铺草皮植树(灌木)等坡面防护措施；对植物不易生长或过陡的边坡，可采取抹面、喷浆、捶面、勾缝以及砌筑边坡渗沟、护坡、护墙等措施。	《厂矿道路设计规范》第 3.4.2 条	厂内道路采用水泥混凝土路面，土基夯实，植草护坡。厂外道路采用水泥混凝土路面，土基夯实，植草护坡。	符合
		厂矿道路应根据沿线地面水和地下水的实际情况，设置必要的边沟、截水沟、排水沟、渗沟等路基排水设施。厂矿道路，必要时可采用暗式排水系统，设置雨水口、雨水管等排水设施。	《厂矿道路设计规范》第 3.5.1 条	在各工业场地内沿道路边缘设置排水明沟，场地内向排水沟方向设置不小于 0.5%的排水坡度。	符合
		厂内道路纵坡应符合 2.3.7 条规定。	《厂矿道路设计规范》第 2.3.7 条	厂内道路采用水泥混凝土路面，最大纵坡 8%。	符合
4	井口布置	矿井的安全出口应符合下列规定：每个矿井至少应有两个相互独立、间距不小于 30m、直达地面的安全出口；	《金属非金属矿山安全规程》第 6.1.1.1 条	一期安全出口共有 6 个。 VI 矿带：718m 平硐和 VI 矿带回风井； V 矿带：V 矿带斜坡道、V 矿带进风井； VIII 矿带：VIII 矿带斜坡道、VIII 矿带进风井。 二期安全出口利用一期安全出口。 各安全出口之间距离均大于 30m。	符合
		地下开采时，应圈定岩体移动范围或岩体移动监测范围；地表主要建构筑物、主要井筒应布置在地表岩体移动范围之外，或者留保安矿柱消除其影响。	《金属非金属矿山安全规程》第 6.3.1.2 条	主要建构筑物均布置在地表监测范围 20m 之外。 二采区 V 斜坡道、V 进风井、V 回风井、718m 平硐、VI 回风井、VIII 进风井、VIII 斜坡道和 VIII 回风井及其工业场地等均位于地表岩体移动检测范围 20m 之外。	符合

3.2.4 建设项目对周围地区的环境影响

3.2.4.1 大气环境影响分析

大气环境主要影响因素主要有井下开采凿岩、爆破产生的粉尘，爆破时产生的含 CO、NO₂ 等废气，选矿厂在破碎和转运过程中逸散的粉尘以及汽车运输过程中所产生的道路扬尘等。

3.2.4.2 水环境影响分析

水污染源主要为井下生产过程中排放的井下水、选矿厂生产性废水和生活污废水，如果不加以处理任其外流，既造成了水资源的浪费，也对当地的水环境造成影响。

3.2.4.3 固体废物环境影响分析

矿区主要固体废物系指采矿过程产生的废石、选矿过程中排出的尾矿和生活垃圾。如果不予处理和综合利用，可造成潜在的环境影响。

3.2.4.4 噪声环境影响分析

噪声源主要为公用辅助设施如风机、电动机及其他机械设备所产生的噪声。

3.2.5 单元结果分析

总平面布置单元危险等级为 III-IV 级，主要存在坍塌、车辆伤害和作业场地涌水事故。采矿工业场地、辅助工业场地、道路布置、相关建筑物和设施等总体位置选择符合要求。矿区布置功能分区明确，主要工业设施相对集中，管理方便，布局合理。

3.3 开拓单元

3.3.1 评价内容

辨识开拓单元可能存在的主要危险、有害因素并进行危险度定性评价。

主要从安全出口（包括通往地表的安全出口、中段和分段的安全出

口），中段布置，井筒支护、巷道支护（含平巷、斜坡道等）和硐室支护，保安矿柱（“三下”开采保安矿柱、境界保安矿柱、井筒保安矿柱以及其他保安矿柱）等方面进行符合性安全定性评价。

3.3.2 危险、有害因素辨识及危险度定性评价

本单元可能存在的主要危险、有害因素：坍塌、冒顶片帮、高处坠落、放炮、中毒和窒息、火药爆炸。

3.3.2.1 坍塌

坍塌事故主要发生在井筒以及存在地质构造（如断层、褶皱等）地应力集中的地方。

造成坍塌的危险、有害因素有：设备、设施存在缺陷、支护不当或缺少支护。

引发坍塌事故的原因有：

（1）井筒在地质条件不良地段穿越时，由于支护质量等原因也有发生坍塌的可能。

（2）由于保安矿柱设计不合理或留设不合理，在爆破震动影响下造成井巷工程或位于岩石移动范围内的地面建筑设施坍塌。

（3）井筒内梯子间安装不当，导致内梯子间坍塌。

3.3.2.2 高处坠落

高处坠落事故主要发生在斜井内和竖井井口。

造成高处坠落的危险、有害因素有：防护装置、设施缺陷、防护不当、误操作等危险和有害因素。

引发高处坠落事故的原因有：

（1）使用无安全保护装置或安全保护装置不完善的设备、设施进行作业和维修时安全设施突然损坏。

（2）没有使用规定的安全带、安全网或未按要求使用安全带、安全

网等劳动防护用品。

(3) 作业人员疏忽大意、违章操作或疲劳过度，或判断失误。

(4) 作业场所安全管理不到位，如井口、矿采区等地点无安全防护栅栏、警示标志、照明或照明不足。

3.3.2.3 冒顶片帮

冒顶片帮事故主要发生开拓巷道内。

在开采过程中导致冒顶片帮事故发生的原因主要有以下几种。

- (1) 顶板难以管理。
- (2) 应支护而未支护或支护质量差。
- (3) 作业人员疏忽大意，检查不周。
- (4) 处理浮石操作方法不当。
- (5) 地质条件复杂，开采条件不好，地质条件变化管理。
- (6) 地压活动的影响。
- (7) 对顶、底板性质及其它地质状况了解不够。

3.3.2.4 放炮

放炮事故主要发生在井巷开拓作业面。

造成放炮事故的危险、有害因素有：器材缺陷、误操作或违章作业等危险和有害因素。

引发放炮事故的原因有：

- (1) 爆破器材质量不良，起爆器材猛度达不到要求，或起爆器材本身质量存在缺陷，起爆网络出现问题。
- (2) 盲炮处理不当，盲炮检查不周及打残炮眼。
- (3) 警戒不严、信号不明、安全距离不足。
- (4) 违规、违章进行爆破作业。
- (5) 炸药性能不了解或爆破参数不当。

（6）未编制爆破施工组织设计，或爆破施工组织设计未由相关负责人员及单位的审查。

（7）未选用拥有爆破施工资质企业，或爆破作业人员不具备爆破作业资格。

（8）放炮后未按操作规程进行操作，或现场指挥人员指挥失误，致使作业人员提前进入爆破作业面。

（9）作业人员提前进入爆破作业面，且随身佩戴的气体检测仪器失效。

3.3.2.5 中毒和窒息

中毒和窒息事故主要发生在井巷开拓作业面。

造成中毒和窒息事故的危險、有害因素有：缺少安全警示标志、人员误入等危险和有害因素。

引发中毒和窒息事故的原因有：

（1）开拓作业面放炮后存在有毒有害气体，缺少安全警示标志导致人员提前进入。

3.3.2.6 火药爆炸

火药爆炸事故主要发生在运输爆破器材及炸药途经的井巷内及地表运输道路、炸药库。

造成火药爆炸事故的危險、有害因素有：炸药存储不当、违章作业和使用非专用运输车辆等危险和有害因素。

引发火药爆炸事故的原因有：

（1）炸药库未设置防雷设施，或防雷设施不符合规程规范要求。

（2）炸药运输过程中未使用专用运输车辆，致使炸药产生振动、摩擦等。

（3）炸药存放在不具备安全存放条件的场所。

3.3.3 预先危险性分析法

采用预先危险性分析法对开拓系统单元的主要危险源及其危险有害因素进行安全性分析评价，评价结果见下表 3-3-1。

表3-3-1开拓系统单元预先危险性分析表

危险部位	事故类型	触发条件或原因	事故后果	危险等级	预防措施
地表	坍塌	(1) 井口布置在地质条件不良地段，缺少支护或支护质量等原因也有发生坍塌的可能。 (2) 由于保安矿柱设计不合理或留设不合理，在爆破震动影响下造成位于岩石移动范围内的地面建筑设施坍塌。 (3) 井筒内梯子间或安全出口逃生爬梯安装不当，导致梯子间或逃生爬梯坍塌。	重大伤亡事故	IV	1、井口布置应选在工程地质、水文地质条件较好的位置，且不存在不良地质因素，井口支护应按照设计要求布置施工； 2、地表主要建构筑物、主要井筒应布置在地表岩体移动范围之外，或者留保安矿柱消除其影响，爆破后应及时对地表监测设施进行观测，确保安全。 3、按设计要求布置梯子间或逃生爬梯。
运输巷道	冒顶片帮	(1) 顶板难以管理。 (2) 应支护而未支护或支护质量差。 (3) 作业人员疏忽大意，检查不周。 (4) 处理浮石操作方法不当。 (5) 地质条件复杂，开采条件不好，地质条件变化管理。 (6) 地压活动的影响。 (7) 对顶、底板性质及其它地质状况了解不够。	人员伤亡，设施损坏	IV	(1) 加强对顶板的日常管理，履行敲帮问顶制度。 (2) 支护应按照设计要求的质量、结构、形式、参数进行施工。 (3) 对作业人员进行培训，增强安全意识，规范操作流程。 (4) 处理浮石按照操作规程进行操作。 (5) 充分了解矿区地质条件，可委托工程勘查单位出具专业报告。 (6) 对地压进行检测。 (7) 在后期开采中及时绘制图纸，补充地质条件内容。

危险部位	事故类型	触发条件或原因	事故后果	危险等级	预防措施
溜井天井	高处坠落	安全防护措施缺陷、贯通前盲目施工、违章放空溜矿井、通风不良、违章进入溜井内处理堵塞等。	人员伤亡	III	1、采用普通法掘进溜井时，必须架设牢固可靠的工作台和支护棚，支护棚距离工作面的距离不得大于 6 米，掘进高度超过 7 米时必须安装梯子间和渣子间，梯子间和渣子间应用隔板隔开；如无梯子间，应设上部有护棚的梯子。 2、溜井应尽快与其上部平巷贯通，贯通前一般不开或少开其他工程。需要增开其他工程时，应加强局部通风措施。 3、严禁放空溜矿井和进入溜井内处理堵塞等。 4、独头掘进时，必须加强局部井巷通风，防止中毒窒息事故的发生。
井下开拓作业面	放炮	器材缺陷、误操作或违章作业等。人员过早进入作业面。仪器失效。	人员伤亡	IV	1、应购买专用爆破器材和质量合格的炸药。 2、严格把控岗前培训、考试及作业人员上岗时是否具有作业资格。 3、定期进行厂、车间和班组安全教育培训并提高作业人员安全意识。 4、应委托具有相应爆破资质的企业进行爆破施工。 5、编制爆破施工组织设计及相关施工文件并组织爆破施工单位总工程师及发包单位相关技术人员进行审查。 6、严格按照安全操作规程进行施工，包单位应设专人对其作业过程进行监督。 7、放炮后按操作规程进行操作，或现场指挥人员指挥不得强令冒险作业，作业人员不得提前进入爆破作业面。 8、作业人员提前进入爆破作业面，且随身佩戴的可正常使用气体检测仪器，气体检测仪器应定期效验。
	中毒和窒息	缺少安全警示标志、指挥失误或违章作业和器材缺陷等。	人员伤亡	III	1、开拓作业面放炮后存在有毒有害气体，应设置明显的安全警示标志，防止人员误入。
地表道路及井巷内	火药爆炸	炸药存储不当、违章作业和使用非专用运输车辆等。	人员伤亡	III	1、炸药库设置防雷设施，且防雷设施应符合规程规范要求。 2、炸药运输过程中应使用专用运输车辆。 3、炸药存放在具备安全存放条件的场所。

该单元的危险等级均为 II-IV 级，因此属于重要危险因素，需重点进行预防与管理。存在着一些危险有害因素的隐患，在项目建设中应采取相应措施将安全隐患加以消除或减弱。

3.3.4 安全检查表分析评价

开拓系统单元安全检查表，见表 3-3-2。

表3-3-2开拓系统单元安全检查表

序号	检查项目	评价内容	评价依据	可研报告	符合性
1	安全出口	矿井的安全出口应符合下列规定： 每个矿井至少应有两个相互独立、间距不小于 30m、直达地面的安全出口；	《金属非金属矿山安全规程》第 6.1.1.1 条	一期安全出口共有 6 个。 VI 矿带：718m 平硐和 VI 矿带回风井； V 矿带：V 矿带斜坡道、V 矿带进风井； VIII 矿带：VIII 矿带斜坡道、VIII 矿带进风井。 二期安全出口利用一期安全出口。 各安全出口之间距离均大于 30m。	符合
		井巷的分道口应有路标，注明其所在地点及通往地面出口的方向；	《金属非金属矿山安全规程》第 6.1.1.1 条	巷道的分道口设路标，注明通往地面的方向。	符合
		每个生产水平或中段至少应有两个便于行人的安全出口，并应同通往地面的安全出口相通。	《金属非金属矿山安全规程》第 6.1.1.1 条	每个采区、中段必须有 2 个安全出口。 一期 V 矿带中段高度 40~45m，设置 575m、535m、495m、450m、410m 和 360m 中段；VI 矿带中段高度 40m，设置 610m、570m、530m、490m、450m、410m 和 370m 中段；VIII 矿带中段高度 40m，设置 570m、530m、490m、450m、410m 和 370m 中段。 二期设置 V 矿带中段高度 50m，设置 310m、260m 和 210m 中段；VI 矿带中段高度 40m，设置 330m、290m、250m 和 210m 中段；VIII 矿带中段高度 40m，设置 330m、290m、250m 和 210m 中段。 V 斜坡道作为主要安全出口；V 进风井兼做应急安全出口。 VI 盲斜坡道作为主要安全出口；VI 回风井和 1#VI 盲回风斜井兼做应急安全出口。 VIII 斜坡道作为主要安全出口；VIII 进风井、1#VIII 盲进风斜井和 2#VIII 盲进风斜井接力兼做应急安全出口。	符合
2	掘进作业安全	采取湿式凿岩、爆破喷雾、装岩洒水和净化风流等综合防尘措施。	《金属非金属矿山安全规程》第 6.1.4.1 条	井下通过采用湿式凿岩，水力喷雾降尘能有效解决生产过程中产生的粉尘。	符合

序号	检查项目	评价内容	评价依据	可研报告	符合性
3	支护材料	不应用木材或者其他可燃材料作永久支护。	《金属非金属矿山安全规程》第 6.2.7.1 条	永久支护材料未选用木材或者其他可燃材料。	符合
4	保安矿柱	地下开采时，应圈定岩体移动范围或岩体移动监测范围；地表主要建构筑物、主要井筒应布置在地表岩体移动范围之外，或者留保安矿柱消除其影响。	《金属非金属矿山安全规程》第 6.2.4.3 条	VI 矿带目前 718m 平硐已经施工完成，且平硐内的斜坡道已经施工部分工程，本次设计充分利用现有的工业场地，留设工业场地保安矿柱；V 矿带 615m 标高及 VIII 矿带 610m 标高以上矿体距离地表较近，设计留作护顶矿柱；矿区 V 矿带西侧为风景名胜区，设计按照 75° 岩移移动监测角留设风景名胜区保安矿柱。	符合
5	硐室支护	电气硐室应符合下列要求：不应采用可燃性材料支护；	《金属非金属矿山安全规程》第 6.7.4.1 条	水泵房变电所与 360m 水泵房毗邻，水泵房变电所采用素混凝土砌筑支护。辅助水泵房变电所共 2 个，分别与 2 个辅助水泵房毗邻，变电所采用素混凝土砌筑支护。	符合

3.3.5 单元结果分析

矿井一期安全出口共有 6 个，二期安全出口利用一期安全出口，各安全出口均可直达地面，且间距大于 30m。永久支护材料未选用木材或者其他可燃材料。V 矿带 615m 标高以上及 VIII 矿带 610m 标高以上矿体留作护顶矿柱，718m 平硐工业场地留设保安矿柱，矿区西侧为风景名胜区留设保安矿柱。

3.4 提升和运输单元

3.4.1 评价内容

辨识提升和运输单元可能存在的主要危险、有害因素并进行危险度定性评价。

各水平巷道、斜坡道主要从断面布置、躲避硐室、人行道宽度、安全护栏等方面进行符合性评价。

3.4.2 危险、有害因素辨识及危险度定性评价

本单元可能存在的主要危险、有害因素：高处坠落和车辆伤害。

3.4.2.1 高处坠落

造成高处坠落的危险、有害因素有：无防护或防护不当、缺少安全警示标志等危险和有害因素。

引发高处坠落事故的原因有：

（1）作业人员疏忽大意、违章操作或疲劳过度，或判断失误。

（2）作业场所安全管理不到位，如溜井口无安全防护栅栏、警示标志、照明或照明不足。

3.4.2.2 车辆伤害

发生车辆伤害的主要场所有井下各运输井巷、车辆维修硐室。

造成车辆伤害的危险、有害因素有：操纵器缺陷、制动器缺陷、作业区环境不良、指挥错误、操作错误。

引发车辆伤害事故的原因有：

（1）车辆的安全设施失灵，如制动失灵、转向失灵、灯光音响等信号损坏、失灵，均有可能造成车辆伤害事故。

（2）作业环境不良，如堆物占用巷道、交通信号标志缺乏、货运密集、行车道路和行车巷道宽度不够、照明不足等，也可能造成车辆伤害事故。

（3）车辆运行过程中，由于巷道窄、行车速度快、行至弯道等原因，很容易发生翻车、挤伤、撞坏设备和撞伤人员等事故。

（4）在汽车运输过程中，因矿区内外部运输道路质量差，以及驾驶人员的违章行驶等，均有可能导致车辆伤害事故。

（5）若载物不稳，货物超高、超宽；车辆超速、超载、无证驾驶，违章作业，可能造成车辆伤害事故。

3.4.3 预先危险性分析法

提升是矿山生产的关键环节。提升事故是该单元最主要的危险因素。

提升事故一旦发生，整个矿井的生产工作将完全停顿，像制动失效还可能造成严重的人身伤亡。在此，预先危险分析法对事故主要危险源及其危险有害因素进行安全性分析评价，评价结果见表 3-4-1。

表 3-4-1 提升和运输单元预先危险分析表

危险部位	事故类型	触发条件或原因	事故后果	危险等级	预防措施
溜井	高处坠落	1、标志不清； 2、没有护栏； 3、上方作业时，未系安全带。	人员伤亡	III	1、溜井处必须设有标志、照明、护栏或盖筛、盖板； 2、溜井上方作业，以及在相对于坠落基面 2m 及以上的其他地点作业时，作业人员必须系安全带，或者在作业地点下方设保护平台或安全网。作业时设专人监护。
运输巷道	车辆伤害	1、人员违章行驶。 2、矿车通过道岔、巷道口、风门、弯道和坡度较大的区段，以及出现两车相遇、前面有人或障碍物、停车等情况时，驾驶人没有及时制动或发出信号。 3、车辆驾驶人员未按照操作规程检查车辆完整性。 4、井下使用车辆为非矿用车辆。 5、车辆驾驶人员未经过培训及通过考试，车辆驾驶人员不具备上岗资格。	人员伤亡	II-III	1、在运输巷道内，人员必须沿人行道行驶。 2、遇见道岔、巷道口、两车相遇、障碍物时应进行制动并鸣笛。 3、行车前，驾驶人员应检查车辆的完整性，保证动力、制动等系统的有效运行，定期保养车辆。 4、井下应使用带有矿安标志的专用车辆。 5、车辆驾驶人员应经过培训及通过考试，车辆驾驶人员上岗前班组长应对其进行询问及检查，具备上岗资格方可作业。

该单元的危险等级均为 II-III 级，因此属于重要危险因素，需重点进行预防与管理。存在着一些危险有害因素的隐患，在项目建设中应采取相应措施将安全隐患加以消除或减弱。

3.4.4 安全检查表分析评价

提升和运输单元安全检查表，见表 3-4-2。

表 3-4-2 提升和运输单元安全检查表

序号	评价内容	评价依据	可研报告	符合性
1	无轨设备应符合下列规定：采用电动机或者柴油发动机驱动。	《金属非金属矿山安全规程》6.3.4.2	井下部分出矿设备选用 3m ³ 柴油铲运机及电耙。	符合

序号	评价内容	评价依据	可研报告	符合性
2	无轨设备应符合下列规定：每台设备均应配备灭火装置。	《金属非金属矿山安全规程》6.3.4.2	井下运输安全要求每台设备应配备灭火器。	符合
3	无轨设备应符合下列规定：刹车系统、灯光系统、警报系统应齐全有效。	《金属非金属矿山安全规程》6.3.4.2	运输设备应定期进行维护保养，对运输设备要定期检查，确保设备正常运行，防止意外事故发生。	符合
4	采用无轨设备运输应遵守下列规定：按照设备要求定期进行检查和维护保养。	《金属非金属矿山安全规程》6.3.4.3	运输设备应定期进行维护保养，对运输设备要定期检查，确保设备正常运行，防止意外事故发生。	符合
5	无轨运输系统应符合下列要求：设备顶部至巷道顶板的距离不小于 0.6m。	《金属非金属矿山安全规程》6.3.4.4	无轨设备顶部至巷道顶板的距离不应小于 0.6m。	符合

3.4.5 单元结果分析

提升运输单元危险等级为Ⅱ-Ⅲ级，出矿设备选用 3m³柴油铲运机及电耙，运输设备配备了灭火器。

3.5 采掘单元

3.5.1 评价内容

辨识采掘单元可能存在的主要危险、有害因素并进行危险度定性评价。

主要从采掘作业场所及环境、采掘方法、设备及作业过程、井巷支护、顶板管理等方面进行安全分析与评价。

3.5.2 危险、有害因素辨识及危险度定性评价

本单元可能存在的主要危险、有害因素：冒顶片帮、高处坠落、物体打击、机械伤害、放炮、火药爆炸、中毒和窒息、噪声、粉尘。

3.5.2.1 冒顶片帮

冒顶片帮主要发生在采场、掘进巷道、大断面硐室、存在地质构造（如断层、褶皱等）地应力集中的地方。

造成冒顶片帮的危险、有害因素有：支护不当、冲击地压、违章作

业以及其他危险、有害因素。

引发冒顶片帮事故的原因有：

1) 围岩稳固性差

由于掘进工程的开挖造成矿岩赋存条件的变化，岩体周边暴露于空气中，在爆破震荡松动、岩层水蚀、风化等因素的作用下，使岩体产生应力不平衡，结构发生变化，从而引起冒顶、片帮等危及工作人员生命和设备财产安全的危险。

2) 采矿方法选择不合理，顶板管理方法不当

如采场布置方式与矿床地质条件不适应，采场阶段太高，矿块太长，顶帮暴露面积太大，时间过长，加上顶板支护、放顶时间选择不当，都容易发生冒顶事故。天井、溜井布置在矿体上盘或切割巷道过宽都容易破坏矿体及围岩的完整，产生片帮事故。

3) 处理浮石操作方法不当

由于处理浮石操作不当所引起的冒顶事故，大多数是因处理前对顶板缺乏全面、细致的检查，没有掌握浮石情况而造成的。如操作时撬前面的，后面的冒落；撬左边的，右边的冒落；撬小块的浮石，却引起大面积冒落等。有时因为操作工人的技术不熟练，处理浮石时站立位置不当，当浮石下来时无法躲避而造成事故。

4) 作业人员疏忽大意，检查不周

根据冒顶伤亡事故分析，只有极小部分事故是由于较大型冒落引起的，大多数都属于局部冒落及浮石伤人，且多发生在爆破后 1~2 小时内。所以在放炮后应加强对采场顶帮的检查和处理。另外，在节假日前后或停工时间较长后，恢复生产时，也应加强对顶帮的检查和处理。

5) 地质情况变化，自然条件不好

如在采矿体中有小断层、裂隙、溶洞、软岩、泥夹层、破碎带、裂

隙水等等，都容易引起冒顶片帮，在开采中要特别注意。

6) 地压活动的影响

矿山在开采后对采空区未能及时有效地处理，随着开采深度不断增加，矿山的生产区域不同程度地受到采空区地压活动的影响，容易导致井下采场和巷道发生大面积冒顶片帮事故。

冒顶片帮事故不仅破坏采场、井巷及其设备和设施，也会造成采场、井巷内通风阻断，作业人员伤亡及设备设施的损毁，而且影响施工和生产进程计划。

7) 无支护或支护不及时。

3.5.2.2 高处坠落

高处坠落主要发生天井使用过程中。

造成高处坠落的危险、有害因素有：防护缺陷、采光照明不良、无标志、负荷超限和操作错误。

引发高处坠落事故的原因有：

1) 没有使用规定的安全带、安全网或未按要求使用安全带、安全网等劳动防护用品；

2) 使用登高用的梯子不当；

3) 作业人员疏忽大意、违章操作或疲劳过度，或判断失误；

4) 作业场所安全管理不到位，如井口、矿采区等无安全防护栅栏、警示标志、照明或照明不足。

3.5.2.3 物体打击

造成物体打击的危险、有害因素有：防护缺陷、坠落物和操作错误。

引发物体打击事故的原因有：

1) 没有安全防护措施，如未按规定佩戴劳动防护用品等；

2) 安全检查不细致，矿井坠落物、顶板浮石和其他高处坠落物处理

不及时，不彻底；

3) 人员注意力不集中，对工作中出现的危险不能及时作出反应、躲避。

3.5.2.4 机械伤害

机械性伤害主要指机械设备运动(静止)部件、工具、加工件直接与人体接触引起的夹击、碰撞、剪切、卷入、绞、碾、割、刺等形式的伤害。各类转动机械的外露传动部分(如齿轮、轴、履带等)和往复运动部分都有可能对人体造成机械伤害。

造成机械伤害的危险、有害因素有：防护不当、设备、设施缺陷、负荷超限、操作错误、判断错误等危险和有害因素。

本项目有装载机械、凿岩机等设备，引发机械伤害事故的原因有：

- 1) 设备没有安全防护装置或安全防护装置失灵；
- 2) 操作人员无证上岗，违章操作；
- 3) 设备检修维护不及时，带病运转；
- 4) 操作人员疏忽大意，身体进入机械危险部位；
- 5) 停机检修时突然启动；
- 6) 无安全警示标志或不明显；
- 7) 安全管理不到位及其他不安全因素等。

3.5.2.5 放炮、火药爆炸

1) 放炮

爆破是矿山开采的主要形式，也是矿山事故的主要来源。爆炸事故的发生原因主要有爆破器材质量事故及爆破设计事故、爆破施工事故等，且大部分是因为违章指挥、违章操作引起的。矿山放炮中的意外事故主要有早爆、自爆、迟爆、拒爆等。

造成放炮的危险、有害因素有：明火、操作错误、信号不清以及其

他危险和有害因素。

引发放炮事故的原因有：

- (1) 外来电流引起电雷管的早爆，热源引起炸药的早爆等；
- (2) 由于爆破器材所含成分不相容或爆破器材与环境不相容而发生意外爆炸；
- (3) 爆破作业后，没有检查或检查不彻底，未清理出未爆炸的残余炸药；
- (4) 装药、堵塞不慎引起爆破网路断路、短路或炸药与雷管分离；
- (5) 爆破网路连接错误或节点不牢、电阻误差太大；
- (6) 爆破设计不当，造成带炮、“压死”或爆破冲坏网路；
- (7) 防潮抗水措施不当或起爆能不足；
- (8) 爆破器材质量不合格；
- (9) 雷管炸药性质不符；
- (10) 管理不当，人为破坏；
- (11) 未按规定处理盲炮；
- (12) 警戒不到位，信号不完善，安全距离不够长。

2) 火药爆炸

火药爆炸是指火药、炸药及其制品在生产、加工、运输、贮存中发生的爆炸事故。

造成火药爆炸的危险、有害因素有：明火、违章作业、电火花、高温物质以及其他危险和有害因素。

引发火药爆炸事故的原因有：

- (1) 没有采用专用运输车运输炸药 随意采用其他非专用工具运输炸药与引爆器材同车运输等。
- (2) 炸药在搬运过程中受到剧烈摩擦、接触明火或过热物体。

(3) 使用质量不合格的炸药或引爆器材。

(4) 没有按照规定对炸药进行存放。

3.5.2.6 中毒和窒息

中毒和窒息事故的原因有：

(1) 人员误入采空区或老旧巷道。

(2) 采空区缺少安全警示标志。

3.5.2.7 噪声和粉尘

1) 噪声危害的原因有：

(1) 作业人员未佩戴个人劳动防护用品。

(2) 耳塞等个人劳动防护用品未佩戴或佩戴不合理。

2) 粉尘危害的原因有：

(1) 作业面未配备防尘口罩等个人劳动防护用品。

(2) 防尘口罩等个人劳动防护用品未佩戴或佩戴不合理。

3.5.3 预先危险性分析法

预先危险分析法评价对采掘单元单元主要危险源及其危险有害因素进行安全性分析评价，评价结果见表 3-5-1。

表 3-5-1 采掘单元单元预先危险分析表

事故类型	诱导因素	事故后果	危险等级	对策措施
冒顶 片邦	1. 采矿方法不合理、采掘顺序、凿岩爆破、支护等作业不当；采矿过程中，破坏顶板。 2. 空顶面积过大。 3. 未及时检查、处理顶板浮石 4. 遇破碎带、断层和矿岩不稳定的井巷等未采取支护措施。 5. 地压危害。	冒顶、片邦垮塌，砸伤人员及设备、设施。	III-IV	1、制定和执行顶板管理制度及冒顶、片邦预防措施。 2、按照设计采掘顺序进行采掘。 3、确定合理的爆破参数，避免破坏顶板； 4、遇破碎带、断层和矿岩不稳定的井巷等应采取支护措施。 5、及时检查和处理空顶浮石。 6、随着开采深度的增加应布置地压检测设施。
高处 坠落	1、作业场所如竖井、天井口及竖井与各中段联通处等无安全栅栏、门或护栏损坏，无警示标志。 2、没有使用规定的安全带、安全网或未按要求使用安全带、安全网等劳动防护用品。	人员伤亡。	III	1、井口及井口与各中段联通口要有完好的防护栏、门、安全警示标志等。 2、登高或高处作业使用完好的安全带、绳、网等安全保护装置，佩戴相应的劳动防护用品、用具； 3、行人的安全出口、天井及在大于 45°。

事故类型	诱导因素	事故后果	危险等级	对策措施
	3、使用无安全保护装置或安全保护装置不完善的设备、设施进行作业和作业时安全设施突然损坏。			倾角的地点作业时，要架设好安全可靠的工作平台和上、下行人的梯子。
物体打击	1. 没有安全防护装置，如防护罩、网等。 2. 未按规定佩戴劳动保护用品。 3. 人员精力不集中对工作中出现的打击危险不能及时作出反应和躲避。	飞来物或空中掉落物击中设备或人体，造成设备损坏和人体伤害事故。	II	1、对存在物体打击隐患的作业场所应设安全防护装置。 2、按规定佩戴劳动保护用品。 3、加强检查 and 安全管理，提高人员的安全意识和自我防护能力。
机械伤害	1. 制造缺陷。 2. 安全防护、保护装置失灵。 3. 机械设备检修不及时，带病运转。 4. 停机检修时突然启动。 5. 安全警示标志不全或不明显。 6. 操作人员违章操作。 7. 安全管理不到位。	操作人员与旋转物接触易发生夹击碰撞、卷入、绞、伤等机械伤害。	II	1、购买合格产品。 2、安全防护、保护装置不得随意拆除、并保证完好、灵敏、可靠。 3、及时检修，不带病运转。 4、配齐安全警示标志，做好停机前的挂牌上锁措施。 5、加强教育培训，禁止违章操作，加强监督检查的频次。 6、加强安全管理，建立检查制度和完善防范措施。
放炮	1. 使用爆破性能不明的材料。 2. 装药工艺不合理或违章作业。 3. 起爆工艺不合理或违章作业。 4. 盲炮处理不当或打残眼。 5. 警戒不到位，信号不完善，安全距离不够。 6. 非爆破人员作业。 7. 爆破人员未经培训，技能未达到要求。 8. 放炮后人员过早进入工作面。	人员伤亡，财产损失，甚至人员伤亡，企业停产。	III	1. 严格按照《爆破安全规程》的规定进行设计和操作。 3. 建立健全各项管理制度和爆破作业规程，并严格执行。 4. 加强安全教育培训，爆破作业人员必须持证上岗，严禁无证人员进行爆破作业。 5. 制定处理盲炮，拒爆、早爆、自爆、迟爆等非正常情况的组织制度、技术规范以及应急预案，并定期组织演练。 6. 爆破作业委托有资质的爆破公司承担，包括储存、运输和使用。 7. 进行爆破作业应设专人进行警戒，人员进行安全教育培训提高安全意识。
火药爆炸	1. 炸药运输过程中强烈振动或摩擦。 2. 火工材料管理不严，爆破器材质量不符合要求。 3. 运输单位缺少资质，运输人员无证上岗作业。	人员伤亡，财产损失，甚至群死群伤，企业停产。	III	1. 使用专用的火工品运输车辆，减少运输过程中的振动或摩擦。 2. 加强火工材料管理，经常进行安全检查。确保材料质量符合要求。 3. 建立健全各项管理制度和火工品运输作业规程，并严格执行。 4. 加强安全教育培训，严禁无证人员进行火工品运输作业。 5. 爆破作业委托有资质的爆破公司承担，包括储存、运输和使用。

事故类型	诱导因素	事故后果	危险等级	对策措施
中毒和窒息	1. 人员误入采空区或老旧巷道。 2. 采空区缺少安全警示标志。	人员伤亡。	II	1. 采空区及废弃巷道设置安全警示标识，废弃巷道及采空区及时封堵，并设置标志牌。
噪声	1. 作业面未配备耳塞等个人劳动防护用品。 2. 耳塞等个人劳动防护用品未佩戴或佩戴不合理。	听力受损。	II	1. 制定个人劳动防护管理制度。 2. 对劳动防护用品的佩戴方法方式进行专题培训。 3. 建立劳动防护用品的发放台账。 4. 设专人对劳动防护用品的正确使用进行监督
粉尘	1. 作业面未配备防尘口罩等个人劳动防护用品。 2. 防尘口罩等个人劳动防护用品未佩戴或佩戴不合理。	健康受损。	II	1. 制定个人劳动防护管理制度。 2. 对劳动防护用品的佩戴方法方式进行专题培训。 3. 建立劳动防护用品的发放台账。 4. 设专人对劳动防护用品的正确使用进行监督

3.5.4 安全检查表分析评价

采掘单元安全检查表评价，见表 3-5-2。

表 3-5-2 采掘单元安全检查表

序号	检查项目	评价内容	评价依据	可研报告	符合性
1	采矿及顶板管理	每个采区或者盘区、矿块均应有两个便于行人的安全出口，并与通往地面的安全出口相通。	《金属非金属矿山安全规程》 6.3.1.4	每个采区、中段必须有 2 个安全出口。	符合
		应严格保持矿柱(含顶柱、底柱和间柱等)的尺寸、形状和直立度；应有专人检查和管理，确保矿柱的稳定性。	《金属非金属矿山安全规程》 6.3.1.6	房柱嗣后充填采矿法： 顶柱高 2m，底柱高 5m，采场内分矿房、矿柱两部分，在采场中布置点柱支撑采空区，点柱尺寸 2m×2m~4m×4m，点柱间距 15~20m。 盘区机械化房柱嗣后充填采矿法：回采过程中每隔 10~15m 留 3m×3m 的方形或直径 3m 的圆形点柱，盘区间留连续间柱，宽 3~5m，盘区上、下留连续顶、底柱，宽 3~5m。 浅孔留矿嗣后充填采矿法：采场宽度为矿体厚度，不设底柱，出矿采用平底结构，矿房顶柱	符合

序号	检查项目	评价内容	评价依据	可研报告	符合性
2	井巷支护			3~5m，间柱 6m，顶柱、间柱不回收。 分段空场嗣后充填采矿法：盘区沿走向方向划分为矿房和矿柱，矿房、矿柱宽均为 10m，盘区之间不留间柱，盘区内不留顶、底柱。	
		回采作业前应处理顶板和两帮的浮石，确认安全后方可进行回采作业。	《金属非金属矿山安全规程》 6.3.1.12	仔细观察顶板，将浮石撬下。为确保凿岩和出矿作业安全，爆破通风后要及时处理顶板浮石。	符合
		不应用木材或者其他可燃材料作永久支护。	《金属非金属矿山安全规程》 6.2.7.1	在围岩等级为 I、II 类的地段，一般可不支护或采用 100mm 厚 C25 喷射混凝土支护；在围岩等级为 III、IV 类的地段，可采用喷锚网支护；在围岩等级为 V 类的地段，可采用喷锚网临时支护加钢筋混凝土砌筑支护。	符合
3	凿岩爆破	井巷施工设计中应规定井巷支护方法和支护与工作面间的距离；中途停止掘进时应及时支护至工作面。	《金属非金属矿山安全规程》 6.2.7.3	开拓工程可能位于构造中，局部较不稳固，采取永久或临时性支护等措施，确保安全生产。	符合
		在不稳固的岩层中掘进时应进行支护；在松软、破碎或流砂地层中掘进时应在永久性支护与掘进工作面之间进行临时支护或特殊支护。	《金属非金属矿山安全规程》 6.2.7.2	断层破碎带支护：遇提前查明的断层破碎带，预先施工超前钻孔，查明断层破碎带的位置、规模、产状、是否含水等因素，确定岩体结构类型，根据断层破碎带的情况采取预注浆加固处理或超前支护措施（管棚或预注浆管棚），待围岩揭露后按照 IV 类或 V 类进行永久支护。	符合
		爆破设计施工、安全评估与安全监理应由具备相应资质和从业范围的爆破作业单位承担。	《爆破安全规程》 5.1.2	企业选用具备相应资质和从业范围的爆破作业单位承担爆破施工。	符合
		浅孔爆破应采用湿式凿岩，深孔爆破凿岩机应配收尘设备	《爆破安全规程》 6.1.7	井下采用湿式凿岩，使用 YT-28 型浅孔凿岩机凿岩。	符合



序号	检查项目	评价内容	评价依据	可研报告	符合性
		井下工作面所用炸药、雷管应分别存放在受控加锁的专用爆破器材箱内，爆破器材箱应放在顶板稳定、支架完整、无机械电气设备、无易燃易爆或其他危险物品的地点。每次起爆时均应将爆破器材箱放置于警戒线以外的安全地点。	《爆破安全规程》 8.1.6	在 718m 平硐斜坡道(已有)西南侧约 0.78km 处设有一座 5t 级地表炸药库服务于二采区的采矿活动，该炸药库由呼伦贝尔市通缘爆破有限责任公司负责，手续齐全。 井下爆破，应遵守《爆破安全规程》的规定。	符合
		爆破后，应进行充分通风，检查处理边邦、顶板安全，做好支护，确认地下爆破作业场所通风良好、环境安全后方可进行下一循环作业。	《爆破安全规程》 8.1.8	为确保凿岩和出矿作业安全，爆破通风后要及时处理顶板浮石。	符合

3.5.5 高处坠落事故分析评价

1) 高处坠落事故树图如下：

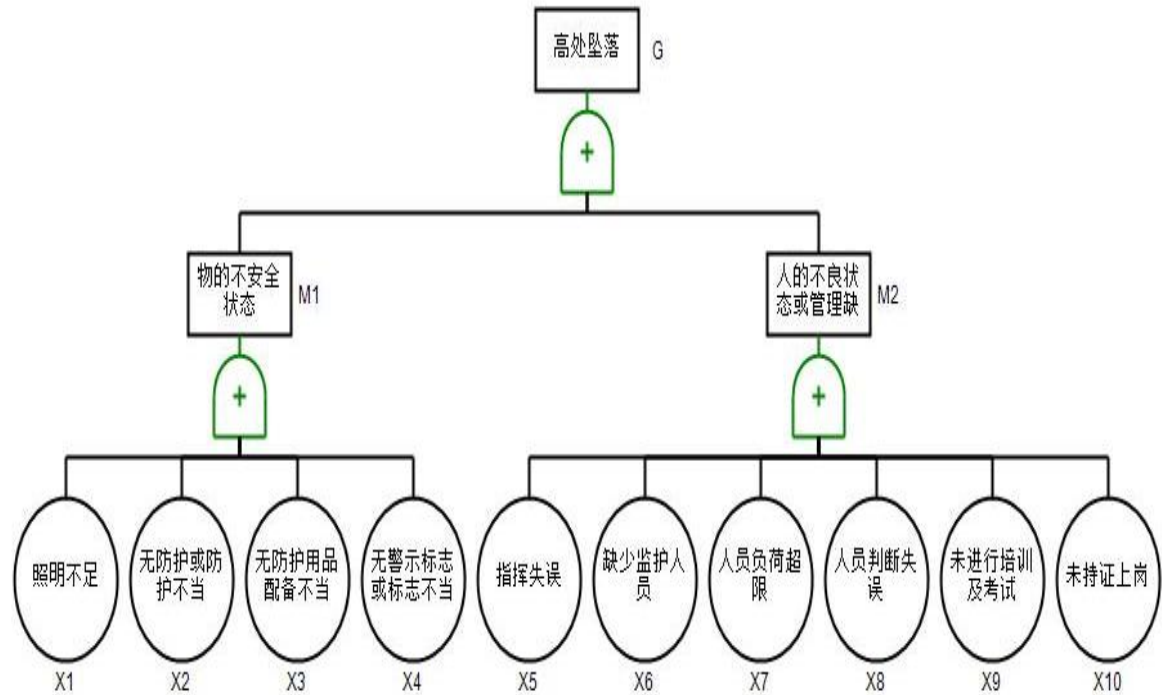


图 3-1 高处坠落事故树图

图中：G-高处坠落；M1-物的不安全状态；M2-人的不良状态或管理缺失；X1-作业场地（所）照明不足；X2-无防护或防护不当；X3-无劳动

防护用品或穿戴不当；X4-无安全警示标志或警示标志设置不当；X5-指挥失误；X6-缺少监护人员；X7-人员负荷超限；X8-人员判断失误；X9-未进行培训考试；X10-未持证上岗。

2) 求最小割集

$$G=M1+M2$$

$$= (X1+X2+X3+X4) + (X4+X5+X6+X7+X8+X9+X10)$$

高处坠落事故树最小割集：

$K1=\{X1\}$ 、 $K2=\{X2\}$ 、 $K3=\{X3\}$ 、 $K4=\{X4\}$ 、 $K5=\{X5\}$ 、 $K6=\{X6\}$ 、 $K7=\{X7\}$ 、 $K8=\{X8\}$ 、 $K9=\{X9\}$ 、 $K10=\{X10\}$ 。

3) 结构重要度分析

根据最小结果，运用结构重要度近似方法，得出结构重要度顺序：

$$I(1)=I(2)=I(3)=I(4)=I(5)=I(6)=I(7)=I(8)=I(9)=I(10)$$

4) 结论

由以上分析得出高处坠落事故危险因素重要度系数相等，分别为：X1-作业场地（所）照明不足；X2-无防护或防护不当；X3-无劳动防护用品或穿戴不当；X4-无安全警示标志或警示标志设置不当；X5-指挥失误；X6-缺少监护人员；X7-人员负荷超限；X8-人员判断失误；X9-未进行培训考试；X10-未持证上岗。因此，高处坠落事故危险因素同等重要，应落实预防措施，加强管理，防止发生高处坠落事故。

3.5.6 单元结果分析

采掘作业是地下开采中最主要环节，也是人员活动频繁、设备集中的场所。危险等级为II-IV级。

矿井采掘方法合理，井巷支护和顶板管理均符合有关法律法规、规程规章的要求。

3.6 通风单元

3.6.1 评价内容

辨识通风单元可能存在的主要危险、有害因素并进行危险度定性评价。

主要从通风设备设施，通风效果与质量，特殊作业点通风要求等方面进行符合性评价。

对矿山通风系统风量能力等应进行定量评价。

3.6.2 危险、有害因素辨识及危险度定性评价

本单元可能存在的主要危险、有害因素：中毒和窒息、粉尘。

3.6.2.1 中毒和窒息

造成中毒窒息的危险、有害因素有：缺氧、通风不良、空气质量不良以及其他危险、有害因素。

引发中毒窒息事故的原因有：

（1）井下爆破产生的有毒有害气体、粉尘长时间滞留在工作面附近，矿山未按规定安装主要通风机，或井下风量、风速达不到规定要求；掘进工作面 and 通风不良的采场未安装局部通风机，就容易导致污风在采掘工作面附近循环，危害作业人员。

（2）当井下可燃物着火及放炮后，因燃烧不充分，容易产生大量的CO，诱发中毒或窒息事故。

3.6.2.2 粉尘

粉尘的主要危害是使造成作业人员职业型尘肺病，损害人体健康，其主要原因是穿孔、凿岩工作面未采取湿式作业；放矿点等场所未采取防护措施及作业人员对尘害认识不足，未按规定佩戴劳动保护用品等防护措施。

3.6.3 预先危险分析法评价

预先危险分析（PHA）法对通风单元主要危险源及其危险有害因素进行安全性分析评价，评价结果见表 3-6-1。

表 3-6-1 通风单元预先危险分析表

事故类型	诱导因素	事故后果	危险等级	对策措施
中毒和窒息	1. 矿井通风系统设计不合理； 2. 通风构筑物不合理。	1. 井下无风作业或风量不足，粉尘、有毒有害气体浓度超标； 2. 形成污风循环。	II	1. 建立完善的机械通风系统，设独立的回风竖井，并与各进风井及时连通； 2. 根据生产情况，及时绘制井下通风系统图；3. 构筑合理的通风构筑物，加强管理。4. 在回风巷内设 CO 在线监测。
	1. 没有采用机械通风。 2. 巷道多，气流调节困难。 3. 通风构筑物损坏。 4. 未安装局部通风机或通风方式不合理；或局部通风设施损坏。	1. 粉尘浓度超标； 2. 发生中毒窒息； 3. 降低工作效率。	II-III	1. 采用机械通风，保证主扇连续运转； 2. 扩大巷道断面或清理巷道内杂物，降低风阻；3. 增加局扇，调节风流流向。 4. 加强通风构筑物的管理，保持完好。 5. 加强局部通风设施的管理。发现损害立即更换。
	1. 体力劳动，工作量大； 2. 季节变化，通风不良； 3. 深度增加，井下潮湿。	1. 影响职工的身体健康； 2. 降低工作效率。	II	1. 增加局扇，加强通风强度； 2. 安设喷雾扇降低工作面温度； 3. 冬季信号室温度低，风速大，可设挡风墙。
	1. 对工作地点不熟悉； 2. 运输设备未安装尾气净化装置或净化后的气体浓度不符合规定要求。 3. 路标不明确，人员误入废弃巷道或通风不良地段。	人体中毒，危及生命。	II-III	1. 及时绘制井下通风系统图，完善通风设施，避免污风循环；2. 爆破后及时通风，经充分通风后再进入爆破地点；3. 防止井下火灾，及时清理废弃坑木；4. 恢复旧巷道，打开密闭区时要提高警惕，停止通风的旧巷挂警戒牌，禁止随便进入；5. 进入独头工作面，必须有相应的通风措施保证，否则严禁入内。6. 加强通风，稀释有毒气体。7. 放炮后进去掘进面时佩戴多种气体检测仪。
粉尘	1. 未安设防尘管路，或安装不合理。 2. 产尘量大，通风不良；未采用湿式作业。 3. 缺少个体防护，设备缺少捕尘装置。 4. 作业人员工种安排不合理，禁忌作业。	1. 易患尘肺病； 2. 磨损各种机械设备。	II	1. 通风除尘，稀释和排除工作地点的粉尘； 2. 在矿岩的装卸、运输和卸载等生产过程以及其他产生尘设备和场所喷雾洒水，湿式凿岩； 3. 将局部高产生点进行密闭； 4. 戴防尘口罩，加强个体防护； 5. 定期对接尘人员进行身体检查，发现患有职业病的，调离原工种； 6. 妨碍通风的废弃井巷，及时封闭，减少漏风； 7. 定期对产生点进行检测。 8. 装设合格的防尘管路系统。 9. 采用湿式凿岩。

3.6.4 安全检查表分析评价

通风单元安全检查表，见表 3-6-2。

表3-6-2通风单元安全检查表

序号	检查项目	评价内容	评价依据	可研报告	符合性
1	井下空气质量	井下采掘工作面进风流中的空气成分(按体积计算)，氧气应不低于 20%，二氧化碳应不高于 0.5%。	《金属非金属矿山安全规程》6.6.1.1	完善采掘工作面的监测监控系统,实现对采掘工作面一氧化碳等有毒有害气体浓度,以及主要工作地点风速的动态监控。	符合
		不应采用明火直接加热进入矿井的空气。	《金属非金属矿山安全规程》6.6.1.5	VI 矿带 718m 平硐斜坡道、V 矿带进风井、V 矿带斜坡道、VIII 矿带进风井和 VIII 矿带斜坡道均设置了矿井加热机组。	符合
2	通风系统	地下矿山应采用机械通风。	《金属非金属矿山安全规程》6.6.2.1	矿山采用机械抽出式通风方式。	符合
		采场、二次破碎巷道和电耙巷道应利用贯穿风流通风或机械通风。	《金属非金属矿山安全规程》6.6.2.7	经中段运输巷道、穿脉巷道进入采场,清洗工作面后,污风通过人行通风天井/充填回风井/盘区斜坡道进入上中段回风巷道。通风困难地段采用 FKN04.0 型局扇加强通风。	符合
		进入矿井的空气不应受到有害物质的污染。	《金属非金属矿山安全规程》6.6.2.4	进入矿井的空气,不会受到有害物质的污染。	符合
		采场回采结束后,应及时密闭采空区,并隔断影响正常通风的相关巷道。	《金属非金属矿山安全规程》6.6.2.8	加强采空区稳定性实时监测,及时密闭采空区。	符合
3	主通风机	正常生产情况下主通风机应连续运转,满足井下生产所需风量。	《金属非金属矿山安全规程》6.6.3.1	根据《可研报告》,VI 矿带:一期风机安设在 VI 矿带东回风井井底 650m 中段回风石门处;二期风机安装在 370m 盲回风井井口风机硐室内。 V 矿带:一期风机设置在 V 矿带东风井回风 615m 中段回风石门处,二期风机安装在 360m 盲回风井井口风机硐室内。 VIII 矿带:一期风机设置在	符合

序号	检查项目	评价内容	评价依据	可研报告	符合性
				VIII矿带回风井 610m 中段回风石门处，二期VIII矿带生产时，将一期 610m 风机硐室 FKZNo23/132 风机更换为 FKCDZNo27/2×335 型轴流式风机。能满足井下生产时风量和负压的要求。	
		每台主通风机电机均应有备用，并能迅速更换。	《金属非金属矿山安全规程》6.6.3.2	各风机房（硐室）内放置备用电机 1 台，并设有快速更换电机的起重梁，以便迅速调换电动机。	符合
		主通风设施应能使矿井风流在 10min 内反向，反风量不小于正常运转时风量的 60%。	《金属非金属矿山安全规程》6.6.3.3	电机可进行反转反风，不需要设置反风道。当矿井需要反风时，电机反转运行，可保证井下风流在 10min 内实现反风要求，风机反风率不小于 60%。	符合
4	局部通风	掘进工作面 and 通风不良的工作场所，应设局部通风设施。	《金属非金属矿山安全规程》6.6.3.5	通风困难地段采用 FKN04.0 型局扇加强通风。各中段通风困难地点如采场、掘进工作面等应采用局扇加强通风。	符合
		人员进入独头工作面之前，应启动局部通风机通风。	《金属非金属矿山安全规程》6.6.3.7	局部地区利用局扇加以调节改善工作面的空气质量。各中段通风困难地点如采场、掘进工作面等应采用局扇加强通风。	符合

3.6.5 通风系统风量能力分析

1) 风量计算

(1) 按井下同时工作的最大人数计算需风量

V 矿带：《有色金属采矿设计规范》规定：井下每人每分钟供风量不得少于 4m^3 。一期生产时，井下同时工作最多人数为 97 人，计算可得，一期井下需风量为 $6.5\text{m}^3/\text{s}$ ；二期生产时，井下同时工作最多人数为 69 人，计算可得，二期井下需风量为 $4.6\text{m}^3/\text{s}$ 。

VI 矿带：《有色金属采矿设计规范》规定：井下每人每分钟供风量不得少于 4m^3 。一期生产时，井下同时工作最多人数为 102 人，计算可得，一期井下需风量为 $6.8\text{m}^3/\text{s}$ ；二期生产时，井下同时工作最多人数为 110

人，计算可得，二期井下需风量为 $7.3\text{m}^3/\text{s}$ 。

VIII 矿带：《有色金属采矿设计规范》规定：井下每人每分钟供风量不得少于 4m^3 。一期生产时，井下同时工作最多人数为 56 人，计算可得，一期井下需风量为 $3.7\text{m}^3/\text{s}$ ；二期生产时，井下同时工作最多人数为 80 人，计算可得，二期井下需风量为 $5.3\text{m}^3/\text{s}$ 。

（2）按柴油设备计算需风量

V 矿带：《有色金属采矿设计规范》规定：同时作业机台数每千瓦供风量不得低于 $4\text{m}^3/\text{min}$ 。经计算，V 矿带一期需风量为 $98\text{m}^3/\text{s}$ ，二期需风量为 $92\text{m}^3/\text{s}$ 。

VI 矿带：《有色金属采矿设计规范》规定：同时作业机台数每千瓦供风量不得低于 $4\text{m}^3/\text{min}$ 。经计算，VI 矿带一期、二期总需风量均为 $121\text{m}^3/\text{s}$ 。

VIII 矿带：《有色金属采矿设计规范》规定：同时作业机台数每千瓦供风量不得低于 $4\text{m}^3/\text{min}$ 。经计算，VIII 矿带一期需风量为 $68\text{m}^3/\text{s}$ ，二期需风量为 $115\text{m}^3/\text{s}$ 。

（3）按生产作业面数计算需风量

V 矿带：设计按照回采工作面、备采工作面、掘进工作面和独立通风硐室计算矿井所需风量，并充分考虑内外部漏风系数，经计算，V 矿带一期需风量为 $113\text{m}^3/\text{s}$ ，二期需风量为 $87\text{m}^3/\text{s}$ 。

VI 矿带：设计按照回采工作面、备采工作面、掘进工作面和独立通风硐室计算矿井所需风量，并充分考虑内外部漏风系数，经计算，VI 矿带一期、二期总需风量均为 $128\text{m}^3/\text{s}$ 。

VIII 矿带：设计按照回采工作面、备采工作面、掘进工作面和独立通风硐室计算矿井所需风量，并充分考虑内外部漏风系数，经计算，VIII 矿带一期需风量为 $81\text{m}^3/\text{s}$ ，二期需风量为 $113\text{m}^3/\text{s}$ 。

2) 风机选型

一期：V 矿带：615m 中段风机站选择 1 台 FKCDZNo25/2×200 轴流式风机，功率 2×200kW。VI 矿带：650m 中段风机站选择 1 台 FKCDZNo32/2×250 型轴流式风机，功率 2×250kW。VIII 矿带 610m 中段风机站选择 1 台 FKZNo23/160 轴流式风机 1 台，功率 160kW。

二期：V 矿带 615m 中段风机站风机满足二期通风要求，同时 360m 中段风机站选择 1 台与 615m 中段风机站相同型号的风机，型号为 FKCDZNo25/2×200 轴流式风机，功率 2×200kW；VI 矿带 650m 中段风机站风机满足二期通风要求，同时 370m 中段风机站选择 1 台与 650m 中段风机站相同型号的风机，型号为 FKCDZNo32/2×250 型轴流式风机，功率 2×250kW, 380V；VIII 矿带 610m 中段风机站风机不满足二期通风要求，风机重新选型，选择 1 台 FKCDZNo27/2×355 轴流式风机 1 台，功率 2×355kW，10kV。一、二期风机选型统计见下表 3-6-3。

表 3-6-3 风机选型统计表

序号	应用生产期	风机型号	安装位置	风机风量 (m ³ /s)	电机功率 (kW)
1	一期	FKCDZNo25/2×200	V 矿带 615m 中段风机站	62.9~150.4	2×200
2		FKCDZNo25/2×200	VI 矿带 650m 中段风机站	70.3~177.7	2×250
3		FKZNo24/160	VIII 矿带 610m 中段风机站	59.3~129.1	160
4	二期	FKCDZNo25/2×200	V 矿带 615m 中段风机站	62.9~150.4	2×200
5		FKCDZNo25/2×200	V 矿带 410m 中段风机站	62.9~150.4	2×200
6		FKCDZNo32/2×250	VI 矿带 650m 中段风机站	70.3~177.7	2×250
7		FKCDZNo32/2×250	VI 矿带 410m 中段风机站	70.3~177.7	2×250
8		FKCDZNo27/2×355	VIII 矿带 610m 中段风机站	63.7~161	2×355

3) 通风系统风量能力核算结论

经计算，风机选型及配备数量满足井下不同生产时期的需风量。

3.6.6 单元结果分析

通风防尘单元危险等级为 II-III 级，主要后果是由于通风系统设计不合理，导致人员患尘肺病和中毒窒息。

矿井的通风系统较为合理，风流稳定性、风质符合《金属非金属矿

山规程》要求。系统中安全设施符合《金属非金属矿山安全规程》要求，但《可研报告》通风构筑物数量及布置位置较粗略，下一步设计中应重点分析计算。

3.7 供配电设施单元

3.7.1 评价内容

矿辨识矿山供配电设施单元可能存在的主要危险、有害因素并进行危险度定性评价。

主要从矿山供电电源、线路及其长度、总降压主变压器容量及地表向井下供电电缆，井下各级配电电压等级，电气设备类型，高、低压供配电中性点接地方式，高、低压电缆，地表架空线转下井电缆处防雷设施，高压供配电系统继电保护装置，照明设施，总计算负荷、采矿部分计算负荷及一级负荷等方面进行符合性评价。

3.7.2 危险、有害因素辨识及危险度定性评价

本单元可能存在的主要危险、有害因素：触电、火灾。

3.7.2.1 触电

触电事故主要发生在电源架线、室内外配电装置和所有带电的设备、设施，特别是井下潮湿地段的电气设备、设施，在运行和检修过程中。

造成触电的危险、有害因素有：带电部位裸露、漏电、防护缺陷、无标志或标志不规范、操作错误以及其他危险、有害因素。

引发触电事故的原因有：

1) 电气设备质量缺陷或未按规定接零。线路磨损、压破绝缘层使外壳带电，设备缺少漏电保护等防护装置。

2) 在带电设备附近进行作业，不符合安全距离或无监护措施。

3) 缺少标志或标志不明显。

4) 检修作业不填写操作票或不执行监护制度，使用不合格绝缘工具

和电气工具。

5) 线路或电气设备工作完毕，未办理工作票终结手续，就对停电设备恢复送电。

6) 跨越安全围栏或超越安全警戒线，工作人员走错间隔误碰带电设备，以及在带电设备附近使用钢卷尺等进行测量或携带金属超高物体在带电设备下行走。

7) 绝缘胶鞋破损透水，作业者身体或工具碰到带电设备或线路上。

8) 在电气系统特别是一次系统中，存在大量诸如隔离刀闸、高压开关、电压、电流互感器等设备在运行、维护及检修过程中，易引起电弧灼伤等事故。

触电事故的危害性：

人体触电有电击和电伤两类，电击是指电流通过人体是造成的内伤。他可以使肌肉抽搐，内部组织损伤，造成发热发麻，神经麻痹等。严重时将引起昏迷、窒息，甚至心脏停止跳动而死亡。电伤是指电流的热效应、化学效应、机械效应以及电流本身作用下造成的人体外伤。常见的有灼伤、烙伤和皮肤金属化等现象。

3.7.2.2 火灾

火灾事故主要发生在矿山的主要建筑物和建筑物内的电气设备、电缆及配电系统；井下电缆、内燃设备及电气设备、硐室等场所。

造成火灾的危险、有害因素有：电火花、漏电以及其他危险、有害因素。

引发火灾事故的原因有：

1) 井下电、气焊作业，输电线路、照明灯具、电气设备的短路、过负荷等容易引起火灾。

2) 电气设备（包括动力线、照明线、变压器、电动设备等）绝缘损

坏和性能不良所引发的火灾。

3.7.3 预先危险分析法评价

预先危险分析（PHA）法对供配电设施单元主要危险源及其危险有害因素进行安全性分析评价，评价结果见表 3-7-1。

表 3-7-1 供配电设施单元预先危险分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	对策措施
触电	1. 使用不合格的电气设备、设施或电气设备、设施漏电。 2. 违反操作规程。带电连接线路或维修电气设备，未采取必要的安全措施；作业人员未佩戴劳动防护用品、用具。 3. 电气设备、设施无接地保护。 4. 井下未按规程规定使用电源电压。 5. 操作失误。没有执行工作票制度，无监护措施，误登带电设备等。	灼伤、触电人员伤亡。	III	1. 杜绝一切电源线的明接头，使用合格完好的电气设施，防止因漏电造成人员的触电伤亡事故； 2. 保证电器设备的接地保护完好，形成良好的漏电保护系统； 3. 按规程规定使用电源电压。 4. 严格执行操作规程，停、送电作业执行工作票制度和监护措施，作业人员按规定佩戴劳动防护用品、用具。
	1. 安全距离不够。 2. 接地电阻过大，不合格。 3. 导线破损，绝缘破损设备带电。 4. 安全装置失效。	1. 短路引发火灾。 2. 漏电发生触电事故。	III-IV	1. 按标准选择合格的设备、设施。 2. 安装保护装置和各种仪表，并保证灵敏可靠。 3. 经常检查设备、设施。 4. 高压设备设防护栏进行隔离。
	1. 设备设施带电。 2. 串入高压电。 3. 电流超额定值。	1. 发生触电事故。2. 烧毁电气设备。 3. 引发火灾。 4. 电气设备绝缘老化、寿命降低。	III	1. 井下配电系统禁止采用中性点接地系统、地面非采矿工作点采用中性点接地系统。 2. 电气设备，采用保护接零或保护接地。 3. 变压所、变压器处设避雷装置和围栏。 4. 配电室、高压柜设绝缘胶板，配备绝缘鞋、手套、工具用具及预防火灾等设施。
	1. 线路、设备、设施无警示标志。 2. 停电检修未挂工作牌。	发生触电事故	III	1. 电气线路、设备悬挂防止触电警示牌。 2. 停电检修悬挂“有人作业、禁止合闸”警示牌或执行工作票制度，专人监护。 3. 设备完好的通讯设施。 4. 井下每个中段配置完好的通讯设施。
	缺少避雷设施或避雷设施不合格。	1. 供配电设施被击毁。 2. 人员受到雷击。	III-IV	1. 在配电室及稍高处装设避雷针或避雷器。 2. 避雷装置的接地线应可靠，电阻符合要求。 3. 坚持定期检验。
	1. 设计不合理、制造工艺不良、出口或近区短路造成绕组变形损坏。 2. 变压器和套管进水受潮，或因雷击造成绝缘损坏。	1. 变压器损坏。 2. 变压器着火、爆炸。 3. 可能导致	III-IV	1. 把好设备购置、验收质量关。 2. 认真执行电力规程，切实采取变压器反事故措施。 3. 定期进行预试及油色谱、微水分析试验。 4. 加强对分接开关的检修、试验。

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	对策措施
	3. 铁芯多点接地、漏磁大，局部过热，硅钢片不合格。 4. 分接开关接触不良烧损。 5. 强油循环系统故障，自动投切功能失效，油流静电。 6. 变压器油中水份、总烃及乙炔含量超标。 7. 防雷设施不完善。 8. 变压器上层油温高。	人员伤亡及较大经济损失。		5. 防止油中进水、受潮。 6. 完善防雷设施，并试验合格。 7. 严格执行电力部颁布的“变压器运行规程”。 8. 变压器保护配置必须完善，并定期校验。 9. 防止线圈温度过高，绝缘劣化而烧损。 10. 定期监测铁心接地引下线的环流，隔止铁心两点接地。
	1. 设备选型不当。 2. 气象条件合适，冬春季极易发生。	1. 设备损坏。 2. 大面积停电，经济损失。	II-III	1. 设备选型时外绝缘应符合要求。 2. 采取防污闪措施。 3. 坚持定期清扫。
火灾	1. 过负荷、短路、绝缘损坏。 2. 检修、施工、运行管理不完善，不定期清扫电缆头积粉，电缆头状况不良。 3. 明火引燃。 4. 封、堵、涂、隔、包不完善。 5. 外力破坏。	1. 电力中断，造成停产。 2. 导致人员伤亡，造成巨大经济损失。	III-IV	1. 采用阻燃、耐火或感温电缆。 2. 坚持定期试验，及时处理缺陷。 3. 动力和控制电缆不得混放。 4. 电缆沟或电缆隧道不得进水进汽。 5. 完善分段阻燃、隔热措施。 6. 电缆孔洞必须严密封堵。电缆夹层、隧道应有分段阻燃措施，穿墙两侧应刷耐火涂料。 7. 完善消防设施。 8. 动力电缆必须架设不得随地摆放。
	1. 避雷器，开关等产品质量不符合要求，或不按规定进行检修。 2. 配电室屋顶漏水或小动物进入，造成短路。 3. 隔离开关容量不足、接触不良、柜内接头发热。 4. 设备绝缘击穿。	造成电力中断、停产，引发火灾	III-IV	1. 定期检修、试验。 2. 防止屋顶漏水，孔洞封堵应严密，防止小动物进入造成短路。 3. 定期测温，发现缺陷，及时消除。 4. 防止过电压。

3.7.4 安全检查表分析评价

供配电设施单元安全检查表评价，见表 3-7-2。

表 3-7-2 供配电设施单元安全检查表

序号	检查项目	检查内容	评价依据	可研报告	符合性
1	地面供电	矿山供电电源和电源线路宜取自地区电力系统的变电所、矿区变电所、煤电联营的发电厂或矿区（矿山）自备电厂。当难以取得时，亦可从邻近企业变电所取得。	《矿山电力设计规范》3.0.2	V 矿带西约 4km 处已建有诚诚矿业 35kV 变电站一座，电源引自额尔古纳 110kV 变电站，变电站内设 3150kVA 变压器 2 台，容量不足，需对总降进行扩容改造，更换为 20000kVA 变压器 1 台，该变电站为一、二采区采矿全部负	符合

序号	检查项目	检查内容	评价依据	可研报告	符合性
				荷供电。 V 矿带西北约 4km 处已建有永诚 35kV 变电站一座，电源引自三河农场 110kV 变电站，变电站内设 20000kVA 变压器 1 台，该变电站主要为已有一、二选厂设备供电，该总降剩余容量约 8600kVA，同时为一、二采区一级负荷供电（最大容量为 7396.3kVA），可保证一级负荷的供电可靠性。 VI 矿带主电源现有一路 JKLYJ-120mm² 架空线（简称 2 号架空线）引自诚诚矿业 35kV 变电站 10kV 侧，长度为 2.5km，为 VI 矿带生产供电。 从诚诚矿业 35kV 变电站 10kV 侧新设一路 JKLYJ-240mm² 架空线（简称 3 号架空线），经 V 矿带，最终至 VIII 矿带，长度为 4km，为 V 矿带和 VIII 矿带生产供电。 从永诚 35kV 变电站 10kV 侧新设一路 JKLYJ-300mm² 架空线（简称 4 号架空线），长度为 6km，为一、二采区一级负荷供电。	
		矿山供电电源和电源线路应符合下列规定：有一级负荷的矿山企业应由双重电源供电；当一电源中断供电，另一电源不应同时受到损坏，且电源容量应至少保证矿山企业全部一级负荷电力需求，并宜满足矿山二级负荷电力需求。	《矿山电力设计规范》3.0.3	V 矿带西约 4km 处已建有诚诚矿业 35kV 变电站一座，已建有永诚 35kV 变电站一座，变电站应靠近矿区边缘、且输电线路进出方便。供电电源满足一、二级负荷用电设备的要求。	符合
		矿山电源的供电电压宜采用 10kV-110kV；经技术经济比较确定合理时，可采用其它等级电压。当两种电压经济技术指标相差不大时，宜采用较高等级电压。	《矿山电力设计规范》3.0.5	V 矿带西约 4km 处已建有诚诚矿业 35kV 变电站一座，已建有永诚 35kV 变电站一座，变电站应靠近矿区边缘、且输电线路进出方便。	符合

序号	检查项目	检查内容	评价依据	可研报告	符合性
		矿山地面主变电所主变压器台数确定，应符合下列规定： 1. 大、中型矿山工程宜采用 2 台。 2. 矿山一级负荷的两个电源均需经主变压器变压时，应采用 2 台。 3. 无一级负荷的小型矿山工程可采用 1 台。	《矿山电力设计规范》3.0.7	V 矿带西约 4km 处已建有诚诚矿业 35kV 变电站一座，电源引自额尔古纳 110kV 变电站，变电站内设 3150kVA 变压器 2 台，容量不足，需对总降进行扩容改造，更换为 20000kVA 变压器 1 台。 V 矿带西北约 4km 处已建有永诚 35kV 变电站一座，电源引自三河农场 110kV 变电站，变电站内设 20000kVA 变压器 1 台。	符合
2	井下供电	井下变电所的设置应根据地面配电系统、井下生产规模和配电范围、排水方式和开采方法等因素确定，并应符合下列规定：井下主变电所应设置在主要开采水平，作为该水平或若干个相邻开采水平的变、配电中心；井下主变电所宜设在主要开采水平井底车场且与主排水泵房相毗邻。	《矿山电力设计规范》4.1.1	V 矿带：一期毗邻 360m 中段井下水泵房新建变电所 1 座。二期毗邻 V 矿带 210m 水泵房新建变电所 1 座。	符合
		井下采用的电压应符合下列规定：高压，不超过 35kV；低压，不超过 1140V；运输巷道、井底车场照明，不超过 220V；采掘工作面、出矿巷道、天井和天井至回采工作面之间照明，不超过 36V；行灯电压不超过 36V；手持式电气设备电压不超过 127V；电机车牵引网络电压：交流不超过 380V；直流不超过 750V。	《金属非金属矿山安全规程》6.7.1.4	1、地表高压配电设备采用 10kV，井下的配电采用 10kV； 2、低压动力设备及用电设备采用 380V； 3、照明电压：运输巷道、井底车场采用 220V；采掘工作面、出矿巷道、天井和天井至回采工作面之间，采用 36V；行灯电压采用 36V。	符合
		井下变、配电所的电源及供电回路设置应符合下列规定：有一级负荷的井下变、配电所，主排水泵房变、配电所，在有爆炸危险或对人体健康有严重损害危险环境中工作的主通风机和升降人员的竖井提升机，应由双重电源供电；	《金属非金属矿山安全规程》6.7.1.5	毗邻 360m 中段井下水泵房新建变电所 1 座，两路电源分别采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3 × 120mm² 电缆引自 3、4 号架空线。 毗邻 V 矿带 210m 水泵房新建变电所 1 座，两路电源分别采用 WD-MYJY₄₃-10kV-3 × 70mm² 电缆引自 V 矿带 360m 水泵房变电所 10kV 侧不同母线段。	符合
3	接地保护	井下电气装置、设备的外露可导电部分和构架及电缆的配件、接线盒、金属外皮等应接地。	《矿山安全规程》6.7.6.1	电气设备硐室、单独设置的高压电气设备、低压配电箱、连接电力电缆的接线盒以及接触电压大于 40V 的任何地点，均需设局部接地装置。 井下变电所低压侧均装设检漏装置。	符合

序号	检查项目	检查内容	评价依据	可研报告	符合性
4	照明	井下所有作业地点、安全通道和通往作业地点的通道均应设照明。	《矿山安全规程》 6.7.5.1	井下设备硐室、避灾硐室、调度室、机车库、修理间、信号站、候车室、运输巷道、采区车场、有人行走的各种巷道、风门处、安全出口、溜井井口等处均设置固定照明，采用节能型照明变压器，照明灯具采用 LED 节能照明灯或 LED 灯带，避灾硐室、变电所设置自带电源事故照明灯。	符合
5	电缆	井下应采用低烟、低卤或无卤的阻燃电缆。	《矿山安全规程》 6.7.2.1	地表电缆采用阻燃电缆，井下电缆采用低烟无卤阻燃电缆。	符合

3.7.5 用电负荷评价

根据《可研报告》，VI矿带 650m 风机、VI矿带 370m 风机、V 矿带 615m 风机、V 矿带 360m 水泵、V 矿带 360m 风机、V 矿带 210m 水泵、VIII 矿带 610m 风机为一级用电负荷，一期一级负荷设备装机容量为 4386.0kW，工作容量为 3573.0kW，二期一级负荷设备装机容量为 7122.0kW，工作容量为 5981.0kW；其余矿山主要流程上的生产设备和照明设备均属二、三级负荷。

根据设计的用电设备容量，采用需要系数法进行负荷计算，计算结果如下：

表 3-7-3 总负荷统计表

项目	二采区负荷		二采区一级负荷		一、二采区负荷总计	
	一期	二期	一期	二期	一期	二期
装机容量 (kW)	11934.7	15109.7	4386.0	7122.0	17232.8	21072.8
工作容量 (kW)	8835.5	11210.5	3573.0	5981.0	12979.6	15619.6
有功功率 (kW)	6105.5	7876.0	2858.4	4784.8	8972.8	10941.8
无功功率 (kVar)	2341.5	3232.1	1754.0	2711.6	3095.4	4043.7
视在功率 (kVA)	6539.1	8513.4	3353.7	5499.8	9491.7	11665.1
功率因数					0.95	0.94

一采区西北约 4km 处已建有诚诚矿业 35kV 变电站一座，电源引自额尔古纳 110kV 变电站，变电站内设 3150kVA 变压器 2 台，容量不足，需



对总降进行扩容改造，新设 20000kVA 变压器 1 台，该变电站为一、二采区采矿全部负荷供电。

一采区西北约 4km 处已建有永诚 35kV 变电站一座，电源引自三河农场 110kV 变电站，变电站内设 20000kVA 变压器 1 台，该变电站主要为已有一、二选厂设备供电，同时为一、二采区一级负荷供电，最大容量为 7355.7kVA，该总降剩余容量约 8600kVA，可保证一级负荷的供电可靠性。

一、二期各一级负荷用电设备统计情况见下表 3-7-4。

表 3-7-4 一级荷统计表

序号	用电设备名称	台数		单机功率 kW	设备功率 (kW)	
		总的	工作的		总的	工作的
	一期一级负荷					
1	VI 矿带 650m 风机	2	2	250	500	500
2	V 矿带 360m 水泵	4	3	710	2840	2130
3	V 矿带 615m 风机	2	2	250	500	500
4	VIII 矿带 610m 风机	1	1	160	160	160
	一级负荷总计				4000.0	3290.0
	二期一级负荷					
1	VI 矿带 650m 风机	2	2	250	500	500
2	VI 矿带 370m 风机	2	2	250	500	500
3	V 矿带 360m 水泵	4	3	710	2840	2130
4	V 矿带 210m 水泵	4	3	400	1600	1200
5	V 矿带 615m 风机	2	2	250	500	500
6	V 矿带 360m 风机	2	2	200	400	400
7	VIII 矿带 610m 风机	2	2	355	710	710
	一级负荷总计				7050.0	5940.0

根据《可研方案》，一、二期 X 矿带供配电系统情况见下表 3-7-5。

表 3-7-5 一、二期 X 矿带供配电系统统计表

名称及地点	容量	备 注
VI 矿带 650m 风机（一、二期）	2×800kVA	10/0.4kV
VI 矿带 360m 风机	2×800kVA	10/0.4kV
V 矿带 360m 水泵（一、二期）	2×200kVA	10/0.4kV
V 矿带 210m 水泵	2×200kVA	10/0.4kV
V 矿带 615m 风机（一、二期）	2×800kVA	10/0.4kV
V 矿带 360m 风机	2×200kVA	10/0.4kV
VIII 矿带 610m 风机	2×335kVA	10/0.4kV

经对比，变电站总负荷大于一期、二期用电设备总负荷；井下一级负荷用电设施的配套变压器容量满足各一级负荷用电设施的负荷。

3.7.6 单元结果分析

电气单元是矿山危险因素较多的单元，危险等级为Ⅱ-Ⅳ级。因此，电气设备、设施的设置、电气作业应符合设计和安全规程的要求，采取防范措施，防止重大事故的发生。

矿山供电电压、所选设备型号、规格、容量、数量满足用电需求，一级负荷均采用双回路供电，接触电压大于 40V 的任何地点，均需设局部接地装置，井下变电所低压侧均装设检漏装置。能够保证安全生产。

3.8 防排水与防灭火单元

3.8.1 评价内容

辨识矿山防排水与防灭火单元可能存在的主要危险、有害因素并进行危险度定性评价。

重点针对矿井水害，结合矿山的水文地质条件和涌水量等基本情况，主要从地面防治水设施及措施、井下排水系统及排水能力、井下防透水措施等方面进行符合性评价。

对矿山井下消防供水系统、灭火装置、消防器材配备、火灾信号设置，具有自燃倾向性矿山防灭火技术措施等方面进行安全分析与评价。

3.8.2 危险、有害因素辨识及危险度定性评价

本单元可能存在的主要危险、有害因素：透水、作业场地涌水、淹溺、火灾。

3.8.2.1 透水

透水易发场所主要集中在掘进工作面，断裂构造带，大面积塌方处等。

造成透水的危险、有害因素有：涌水、违章作业、给、排水不良。

引发透水事故的原因有：

矿井充水途径是指连接充水水源与矿井之间的流水通道，它是矿井充水因素中最关键的因素。不同成因、不同类型的导水通道所诱发的矿井充水形式各不相同。

（1）构造断裂：由构造断裂形成的断层破碎带，往往具有较好的透水性，会形成矿井充水的良好通道。对于一些巨大的断裂，由于断层两盘的牵引裂隙广泛发育，该类断层（断层带）除了具有导水性质外，其断裂带本身就是一个含水体，因而还具有充水水源的性质。由于断层面或断层牵引的裂隙带导水而引发的矿井突水灾害在矿井突水事故中占有绝对主导的位置。

（2）顶板垮落：顶板垮落形成的导水裂隙属典型的采矿扰动类导水通道。矿床开采以后，由于在地下形成采空区，如果没有专门顶板控制技术，则必然造成采空区上方岩层的变形、移动、破坏，甚至形成开裂、离层或碎块状垮塌。垮塌后可能导通上方水体。

（3）封闭不良钻孔：封闭不良钻孔是典型的由于人类活动所留下的点状垂向导水通道。该类导水通道的隐蔽性强，垂向导水畅通，不仅会使垂向上不同层位的含水层之间发生水力联系，而且当井下采矿活动揭露或接近时，会产生突发性的突水事故。由于封闭不良钻孔在垂向上串通了多个含水层，所以一旦发生该类导水通道的突水事故，不仅突水初期水量大，而且还会有比较稳定的水补给量。所以在进行矿井生产时，必须查清井巷揭露区或其附近地区各种钻孔的技术参数及其封孔技术资料，以确保不会因封闭不良钻孔而引起突水事故。

（4）没有添堵导水通道、遇到可疑地段没有进行探放水工作。

（5）排水能力不足或排水设备损坏等防治水措施不当。

3.8.2.2 火灾

造成火灾的危险、有害因素有：绝缘不良、易燃物未及时处理、违章作业、用火管理不当。

引发火灾事故的原因有：

- （1）电气设备绝缘不良，安装不符合规定，短路、漏电；。
- （2）易燃物未及时处理，且与引燃源过近。
- （3）违章作业，且缺少培训。
- （4）用火管理不当，未办理动火作业票。

3.8.2.3 淹溺

造成淹溺的危险、有害因素有：缺少安全警示标志、缺少护栏或护栏高度不足、缺少人值守或缺少救援设施。

引发火灾事故的原因有：

- 1) 高位水池缺少警示标志。
- 2) 高位水池缺少护栏或护栏高度不足。
- 3) 高位水池缺少人值守或缺少救援设施。

3.8.2.4 作业场地涌水

引发作业场地涌水事故的原因有：

- 1) 设计不合理，没有建设完善的地面防洪体系。
- 2) 遇有山洪或突降暴雨。
- 3) 设计及设备选型不合理；
- 4) 排水点单一；
- 5) 水泵数量不足；
- 6) 排水设备损坏。
- 7) 积水含泥砂量过大，超过所选水泵的排砂能力。
- 8) 泵体、管道腐蚀。
- 9) 设备维修保养差。

3.8.3 预先危险分析法评价

预先危险分析（PHA）法对防排水与防灭火单元主要危险源及其危险有害因素进行安全性分析评价，评价结果见表 3-8-1。

表 3-8-1 防排水与防灭火单元预先危险分析表

事故类型	诱导因素	事故后果	危险等级	对策措施
淹溺	1、高位水池缺少警示标志。 2、高位水池缺少护栏或护栏高度不足。 3、高位水池缺少人值守或缺少救援设施。	淹溺死亡。	II—III	1、加强高位水池人员看守并设置完善的救援设施。 2、高位水池设置必要的安全警示标志，防止人员误入。 3、高位水池设置符合要求的护栏。
透水	1. 未进行探放水作业。 2. 对采空区、废弃巷道处置不当，存有积水，井巷内突然大量涌水。	设备被淹、片帮、冒顶，人员伤亡。	III—IV	1. 排堵结合，综合调控。将疏干排水（有时需经适当处理后）作为选矿厂用水水源，实现避害兴利。 2. 合理设计、建设井下疏、排水系统。各种排水设备，必须保持良好的工作状态。输电线路应采用双回路供电系统。 3. 合理进行开采布局，采用正确的开采方法。 4. 坚持“有疑必探、先探后掘”的原则，实施超前探水。
火灾	电气设备绝缘不良，安装不符合规定，短路、漏电；易燃物未及时处理；违章作业；用火管理不当。	发生火灾造成人员伤亡、设备设施损坏。	III—IV	防止硫化矿物自燃；井下输电线路要按规程要求悬挂整齐，采取有效的绝缘措施；井下所有地点，禁止使用明火、电炉和灯泡；井下应配备电气灭火器材，用过的油纱等易燃物品要及时处理；井下各作业场所禁止堆放杂物；井下柴油设备发生漏油是要及时修复。
作业场地涌水	1. 设计不合理，没有建设完善的地面防洪体系。 2. 遇有山洪或突降暴雨。	1. 矿区被淹，影响正常生产。 2. 发生淹井事故，导致人员伤亡、财产损失。 3. 造成生产中断，甚至全矿瘫痪。	III—IV	1. 根据矿区、矿井的水文地质条件，编制中长期防治水规划和年度防治水计划。 2. 在地表塌陷、裂缝区的周围，必须设置截水沟或挡水墙。 3. 有用的钻孔和各种通地表出口，必须妥善进行防水处理。 4. 报废的钻孔和各种出口，必须严密封闭。 5. 井口和工业场地内建筑物的基础应高于当地历年最高洪水位；低于当地历年最高洪水位时，须修筑堤坝、沟渠或采取其它防排水措施。 6. 废石、矿石及其它堆积物，应避开山洪方向，以免淤塞沟渠，或形成泥石流。
	1. 设计及设备选型不合理； 2. 排水点单一； 3. 水泵数量不足； 4. 排水设备损坏。	1. 工作面被淹； 2. 局部设备被淹； 3. 停产及人员伤亡。	III—IV	1. 合理设计排水系统。 2. 正确选用排水设备。 3. 加强与当地气象部门信息交流。 4. 加强排水系统和排水电源的保养与管理。 5. 定期校核水泵能力。
	1. 积水含泥砂量大，超过所选水泵的排砂能力。	1. 工作面被淹。 2. 局部设备被淹，造成停产。	III—IV	1. 根据生产实践选用耐砂、耐蚀泵。 2. 加强对排水、吸水小井的维护，防止含泥砂量大的水流入吸水井。



事故类型	诱导因素	事故后果	危险等级	对策措施
	2. 泵体、管道腐蚀。 3. 设备维修保养差。	3. 人员伤亡。		3. 吸水井设积水池。

3.8.4 安全检查表分析评价

防排水与防灭火单元安全检查表评价见表 3-8-2。

3-8-2 防排水与防灭火单元安全检查表

序号	检查项目	检查内容	评价依据	可研报告	符合性
1	地面防水	应查清矿区及其附近地表的水流系统、汇水面积、河流沟渠汇水情况、疏水能力、积水区、水利工程现状和规划情况，以及当地日最大降雨量、历年最高洪水位，并结合矿区特点建立和健全防水、排水系统。	《金属非金属矿山安全规程》6.8.2.1	矿区内水系较发育，根河为区内最大河流，位于矿区南部，主河道与矿区最近直距 0.6km 左右，自东向西径流，最终汇入额尔古纳河。在矿区分布的根河次级溪流主要有小加布、中加布果斯沟溪流，均为季节性溪流，枯水期断流。 降水量多集中在 6 月下旬~9 月上旬，约占年降水量的 70%，最大年降水量为 715.0mm（2013 年），最小年降水量 283.8mm（2017 年），平均年降水量 336.3mm，最大日降水量 42.8mm（2014 年 7 月 2 日），多日连续最大降水量 81.6mm（2015 年 8 月 1 日~8 日）。	符合
2	井下防水	应调查核实矿区范围内的小矿井、老井、老采空区、现有生产矿井的积水区、含水层、岩溶带、地质构造等详细情况，并填绘矿区水文地质图。	《金属非金属矿山安全规程》6.8.3.1	第四系全新统松散岩类孔隙水主要受大气降水及基岩裂隙水补给，属矿床充水间接影响因素。第四系更新统松散岩类孔隙水主要受大气降水及基岩裂隙水补给，属矿床充水间接影响因素。矿区水文地质类型为中等型的矿床，即第二类第二型。	符合
3	排水设施	井下主要排水设备应包括工作水泵、备用水泵和检修水泵。工作水泵应能在 20h 内排出一昼夜正常涌水量；工作水泵和备用水泵应能在 20h 内排出一昼夜的设计最大排水量。备用水泵能力不小于工作水泵能力的 50%；检修水泵能力不小于工作水泵能力的 25%。只设 3 台水泵时，水泵型号应相同。	《金属非金属矿山安全规程》6.8.4.3	一期利用 V 矿带 360m 水泵房内的 4 台 MD360-60×8 水泵排至地表，排水管路选择 $\phi 351 \times 10\text{mm}$ 无缝钢管 2 根，正常涌水时 1 根工作，1 根备用。 二期采用集中接力排水方式。在 V 盲进风斜井 210m 中段石门处新建水泵房，VI 矿带和 VIII 矿带井下涌水，通过 210m 中段联巷水沟自流至 V 矿带，经 210m 水泵房排至 360m 水泵房（一期）接力排至地表。 二期 210m 水泵房选择 MD360-60×5 水泵 4 台，正常涌水 2 台工作，1 台备用 1 台检修；最大用水 3 台水泵工作，1 台检修；排水管路选择 $\phi 351 \times 10\text{mm}$ 无缝钢管 2 根，正常涌水时 1 根工作，1 根备用。	符合

序号	检查项目	检查内容	评价依据	可研报告	符合性
4	地面防火	在总平面布置中，应合理确定建筑的位置、防火的间距、消防车道和消防水源等。	《建筑设计防火规范》 5.2.1	V 矿带、VI 矿带、VIII 矿带地表消防用水量和井下消防用水量分别贮存在各矿带地表 1000m ³ 生产水池中，水池设保证消防用水量不做他用的报警系统。 矿区地表及井下消防用水水源均为井下排水。 V 矿带、VI 矿带、VIII 矿带主供水管路均为 $\phi 133 \times 6$ mm 焊缝钢管，供水支管为 $\phi 89 \times 5$ mm 焊缝钢管，主管路沿各矿带斜坡道敷设至井下。井下供水管路沿各矿段斜坡道敷设至井下。各斜坡道及井下易燃地点在供水管道上每隔 50~100m 安装 DN65 的消火栓，消火栓配有水枪和水带。相邻建(构)筑物之间的水平距离应满足建筑防火间距的要求，各建(构)筑物周边设置消防通道。	符合
5	井下防火	井下消防系统应符合下列规定： ——井下消防供水水池应能服务井下所有作业地点，水池容积不小于 200m ³ 。	《金属非金属矿山安全规程》 6.7.1.3	V 矿带、VI 矿带、VIII 矿带地表消防用水量和井下消防用水量分别贮存在各矿带地表 1000m ³ 生产水池中，水池设保证消防用水量不做他用的报警系统。 矿区地表及井下消防用水水源均为井下排水。	符合

3.8.5 矿井排水能力可靠性分析

根据《可研报告》，一期预测正常涌水量为 8354m³/d（VI 矿带 1776 m³/d，V 矿带 763 m³/d，VIII 矿带 5815 m³/d），最大涌水量 13420m³/d（VI 矿带 3552 m³/d，VIII 矿带 8723m³/d，V 矿带 1145m³/d）。各矿带总采矿及充填回水 1300m³/d。

排水几何高度由 360m 排至 718m（V 矿带进风井井口标高）为 359m。

一期利用 V 矿带 360m 水泵房内的 4 台 MD360-60×8 水泵排至地表，排水管路选择 $\phi 351 \times 10$ mm 无缝钢管 2 根，正常涌水时 1 根工作，1 根备用。

二期采用集中接力排水方式。在 V 盲进风斜井 210m 中段石门处新建水泵房，VI 矿带和 VIII 矿带井下涌水，通过 210m 中段联巷水沟自流至 V 矿

带，经 210m 水泵房→410m 水泵房（一期）接力排至地表。

二期 210m 水泵房选择 MD360-60×5 水泵 4 台，正常涌水 2 台工作，1 台备用 1 台检修；最大用水 3 台水泵工作，1 台检修；排水管路选择 $\phi 351 \times 10\text{mm}$ 无缝钢管 2 根，正常涌水时 1 根工作，1 根备用。

一期在 360m 中段布置内外 2 条独立水仓，水仓净断面 $4.5\text{m} \times 4.5\text{m}$ （宽×高），内水仓有效容积为 1185m^3 ；外水仓有效容积为 2373m^3 ；水仓总有效容积为 3558m^3 ，可容纳 10.22h 正常涌水量。水仓前端采用砌筑挡墙隔断方式作为沉淀池用，沉淀池净断面 $4.5\text{m} \times 4.5\text{m}$ （宽×高），长 10m。

二期在 210m 中段布置内外 2 条独立水仓，水仓净断面 $4.5\text{m} \times 4.5\text{m}$ （宽×高），内水仓有效容积为 1185m^3 ；外水仓有效容积为 2373m^3 ；水仓总有效容积为 3558m^3 ，可容纳 10.42h 正常涌水量。水仓前端采用砌筑挡墙隔断方式作为沉淀池用，沉淀池净断面 $4.5\text{m} \times 4.5\text{m}$ （宽×高），长 10m。

符合《金属非金属矿山安全规程》的要求，排水能力满足安全生产要求。

3.8.6 单元结果分析

防排水和防灭火单元主要是水灾和火灾危害，危险等级为 II-IV 级。矿井采用的防排水与防灭火方式以及该单元中所采用的设施、设备和装置，符合《金属非金属矿山安全规程》和《建筑设计防火规范》的要求，满足矿山安全生产要求。

3.9 排土场单元

3.9.1 评价内容

主要从排土场选址、排土场堆置要素、排土作业方法及过程、排土场截洪防洪及排水设施、排土场防止泥石流设施、排土场安全防护设施、

日常安全监测与检查等方面进行符合性评价。

3.9.2 危险、有害因素辨识及危险度定性评价

本单元可能存在的危险、有害因素：坍塌、高处坠落、车辆伤害、粉尘、噪声。

3.9.2.1 坍塌

造成坍塌的危险、有害因素有：排土场选址错误、缺少排土计划、台阶坡面角角度过大、水文地质条件差、缺少排洪设施或措施等。

引发坍塌事故的原因有：

1) 排弃作业前未制定作业计划，排土量较大，并且分布不均匀，无法全面推进，从而导致给某一方向造成了严重的负荷，在荷载量不断提升的背景下，对应的排土场底部承载无法承受，导致整个排土面出现塑性变形，所形成的裂缝越来越大，导致排土的平台开始出现开裂下沉的现象。

2) 未按照设计要求进行排弃作业，导致排土场台阶坡面角角度过大。

3) 长期有地下水流出，渗透到了排土场的底部，进而导致排土场基底变湿，造成排土场滑坡。

4) 排土场选址在地基结构比较松散的地段，相应的抗滑能力较差，并且随着不断的排弃作业，地基上部的荷载比较大，所以承受力不够，将会出现坍塌事故。

5) 排土场周围缺少排洪设施、排洪设施阻塞或不畅通和排土场平台缺少反坡会造成排土场无法排出洪水及雨水，导致排土场内部不断被浸湿，不断降低抗滑稳定性，最终出现坍塌事故。

3.9.2.2 高处坠落

造成高处坠落的危险、有害因素有：台阶边缘缺少车挡、缺少安全警示标志、作业场地照明不良、缺少指挥人员或指挥失误、负荷超限、

判断失误、操作失误等。

引发高处坠落事故的原因有：

- 1) 排土场各排弃平台边缘未按设计设置车挡或车挡不连续。
- 2) 排土场各排弃平台缺少安全警示标志或安全警示标志设置错误。
- 3) 排土场作业场地照明不良，导致作业人员视线受限，无法全面观察。
- 4) 排土场作业场地缺少指挥人员或指挥失误。
- 5) 排土场作业人员自身负荷超限或不具备上岗条件。
- 6) 在排土场各排弃平台边缘作业，作业及指挥人员判断失误。
- 7) 进行排弃作业时，车辆驾驶人员因操作失误，导致车辆从平台边缘坠落。

3.9.2.3 车辆伤害

造成车辆伤害的危险、有害因素有：车辆本身缺陷、作业场地照明不良、缺少指挥人员或指挥失误、负荷超限、判断失误、操作失误等。

引发车辆伤害事故的原因有：

- 1) 作业车辆未定期检验或效验，车辆的动力系统、制动系统、灯光和鸣笛等系统存在缺陷或失效。
- 2) 排土场作业场地照明不良，导致作业人员视线受限，无法全面观察。
- 3) 排土场作业场地缺少指挥人员或指挥失误。
- 4) 排土场作业人员自身负荷超限或不具备上岗条件。
- 5) 进行排弃作业时，车辆驾驶人员因操作失误，致使车辆对周围其他人员造成碰撞、碾压、挤压等伤害。
- 6) 车辆驾驶人员判断失误，导致做出错误的操作。

3.9.2.4 粉尘

造成粉尘危害的危险、有害因素有：缺少个人防护用品、人员站位不当。

引发粉尘危害的原因有：

- 1) 未配备或未佩戴防尘口罩等用于防尘的其他个人防护用品。
- 2) 在排弃作业中，人员站在排弃车辆的下风侧，且未佩戴口罩等其他用于防尘的个人防护用品，导致吸入粉尘。

3.9.2.5 噪声

造成噪声危害的危险、有害因素有：缺少个人防护用品、车辆缺少维护保养。

引发噪声危害的原因有：

- 1) 未配备或未佩戴耳塞等用于降低噪声的其他个人防护用品。
- 2) 排弃作业车辆长期缺少维护保养，易产生噪声的部位缺少足够的润滑，导致噪声超过正常车辆。

3.9.3 预先危险分析法评价

预先危险分析（PHA）法对排土场单元可能存在的危险源及其危害因素进行安全性分析评价，评价结果见表 3-9-1。

表 3-9-1 排土场单元预先危险分析表

事故类型	诱导因素	事故后果	危险等级	对策措施
坍塌	1、排土场选址错误。 2、缺少排土计划。 3、台阶坡面角角度过大。 4、水文地质条件差。 5、缺少排洪设施或措施。	设备损毁、人员伤亡、财产损失	IV	1、排弃作业前制定作业计划。 2、按照设计要求进行排弃作业，严格控制台阶坡面角的角度。 3、排土场选址前应对周边区域的水文地质及工程地质进行详细分析并绘制图纸。 4、排土场周围设置排洪设施，设专人对排洪设施进行检查。
高处坠落	1、台阶边缘缺少车挡。 2、缺少安全警示标志。 3、作业场地照明不良。 4、缺少指挥人员或指挥失误。 5、负荷超限。 6、判断失误。 7、操作失误。	设备损毁、人员伤亡、财产损失。	III	1、排土场各排弃平台边缘按设计设置连续的车挡。 2、排土场各排弃平台安设置符合规定的安全警示标志。 3、排土场作业场地设置满足作业条件的照明设施。 4、排土场作业场地配备指挥人员，指挥人员应定期接受培训并通过考试。

事故类型	诱导因素	事故后果	危险等级	对策措施
				5、班组长在岗前应对作业人员进行询问及检查，判断作业人员是否具备上岗条件。 6、定期对作业人员进行培训并通过考试，定期学习事故案例，提高安全意识。 7、车辆驾驶人员应定期进行培训并通过考试。
车辆伤害	1、车辆本身缺陷。 2、作业场地照明不良。 3、缺少指挥人员或指挥失误。 4、负荷超限。 5、判断失误。 6、操作失误。	人员伤亡、车辆损坏。	IV	1、作业车辆定期检验或效验，司机岗前检查车辆的动力系统、制动系统、灯光和鸣笛等系统的完整性。 2、排土场作业场地设置满足作业条件的照明设施。 3、排土场作业场地配备指挥人员，指挥人员应定期接受培训并通过考试。 4、班组长在岗前应对作业人员进行询问及检查，判断作业人员是否具备上岗条件。 5、车辆驾驶人员应定期进行培训并通过考试。 6、定期对作业人员进行培训并通过考试，定期学习事故案例，提高安全意识。
粉尘	1、缺少个人防护用品。 2、人员站位不当。	职业性尘肺。	II	1、定期发放防尘口罩及其他用于防尘的个人防护用品。 2、监督作业人员规范佩戴防尘口罩。 3、在排弃作业中，人员应站在排弃车辆的上风侧，避免粉尘吸入。
噪声	1、缺少个人防护用品。 2、车辆缺少维护保养。	听力损伤。	II	1、定期发放耳塞及其他用于防噪声的个人防护用品。 2、监督作业人员规范佩戴耳塞。 3、排弃作业车辆定期维护保养，易产生噪声的部位给予足够的润滑。

3.9.4 安全检查表分析评价

3-9-2 排土场单元安全检查表

序号	检查项目	检查内容	评价依据	可研报告	符合性
1	拦挡设施	排土场应设拦挡设施。	《金属非金属矿山安全规程》 5.5.1.5	V 排土场位于 V 斜坡道工业场地东南侧约 770m 处，用于 V 矿带、VIII 矿带产生废石的部分堆存。VI 排土场位于 718m 平硐斜坡道工业场地东侧约 220m 处，用于 VI 矿带产生废石的部分堆存。企业应及时了解和掌握水情和气象预报情况，并对排土场下游拦渣坝、通讯、供电及照明线路进行巡视。	符合
2	防排水设施	排土场应设置防排水设施。	《有色金属矿山排土场设计标准》 3.4.1	V 排土场上游山坡修建梯形截水沟，沟底宽 0.5m，沟深 1.0m，沟壁坡度 1:0.5，采用浆砌片石或素混凝土结构，将雨水引至排土场外。	符合

序号	检查项目	检查内容	评价依据	可研报告	符合性
				VI排土场上游山坡修建梯形截水沟，沟底宽 1.3m，沟深 1.5m，沟壁坡度 1:0.5，采用浆砌片石或素混凝土结构，将雨水引至排土场外。	
3	工艺及要素	排土工艺设计应包括容积、服务年限、堆置方式、堆置要素、运输方式、运输系统、设备选型、排土计划。	《有色金属矿山排土场设计标准》 3.1.2	V排土场位于V斜坡道工业场地东南侧约 870m 处，VI排土场位于 718m 平硐斜坡道工业场地东侧约 220m 处。V排土场容积 $81.30 \times 10^4 \text{m}^3$ ，堆置高度 20m，等级为四级。VI排土场容积 $122 \times 10^4 \text{m}^3$ ，堆置高度 30m，等级为四级。 V排土场、VI排土场均采用多台阶覆盖式排土方法，排土作业采用单台阶作业，下台阶排满后再排置上一个台阶。为排土场内积水冲刷台阶坡面，排土台阶顶面保持 2%~5%的反向坡度，排土平台前沿设置安全车档。 井下废石由出岩平硐及斜坡道经自卸汽车运输至排土场堆场，运输车辆为矿山自有，运输车辆选用坑内自卸汽车，卸载后采用斗容 3m^3 装载挖掘机辅助排土。	符合

3.9.5 单元结果分析

排土场单元可能存在的危险、有害因素是坍塌、高处坠落、车辆伤害、粉尘、噪声，危险等级为II-IV级。V排土场位于V斜坡道工业场地东南侧约 770m 处，VI排土场位于 718m 平硐斜坡道工业场地东侧约 220m 处，均设置有拦挡设施及防排水设施，符合《金属非金属矿山安全规程》和《有色金属矿山排土场设计标准》的要求，满足矿山安全生产要求。

3.10 安全避险“六大系统”单元

根据《可研报告》，原额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿区已建设安装有“六大系统”设施设备，但未描述二采区的“六大系统”的设施。

3.11 安全管理单元

本项目为新建工程，无安全管理体系，故不对安全管理进行评价。

3.12 重大危险源辨识单元

3.12.1 评价内容

依照《危险化学品重大危险源辨识》（GB18218-2018），辨识建设项目存在的重大危险源。

3.12.2 安全分析评价

本项目为新建工程，现场不存在危险化学品，故未构成重大危险源。

3.12.3 单元结果分析

依照《危险化学品重大危险源辨识》，现场不存在危险化学品，未构成重大危险源。

第四章 安全对策措施建议

4.1 《安全设施设计》应注意的安全问题

- (1) 应补充炸药的运输方式、安全要求及井下是否设置爆破器材库。
- (2) 对向下延伸斜坡道的转弯处，明确是否设置凸面镜及交通信号系统。
- (3) 应明确充填系统的计量及控制设施。
- (4) 应明确通风构筑物的数量及布置位置。
- (5) 应明确水仓内清淤的安全措施及安全设施。
- (6) 补充排土场废弃物的岩石力学参数。
- (7) 应明确表土堆存场地是否需要排水设施。
- (8) 应明确“六大系统”设施及井巷内的布置位置。
- (9) 各水平巷道及斜坡道内应明确是否设置水沟及盖板。
- (10) 应明确主通风机的开停、风压、风速、电压、电流及轴温的监测设施。
- (11) 应明确中性点接地方式。
- (12) 应明确电缆桥架的防雷设施。
- (13) 应明确历史最高洪水位。
- (14) 应明确风机硐室是否配备专用工具包。
- (15) 应绘制Ⅵ、Ⅷ矿带的避灾路线图。
- (16) 应明确对“五职矿长”及“五科”技术人员的要求。

4.2 总平面布置安全对策措施

- (1) 在地表错动区域内严禁任何建筑物和构筑物的建设。
- (2) 总平面布置应充分考虑井口及工业场地的防洪设施。

4.3 开拓系统安全对策措施建议

（1）井巷施工应加强通风除尘工作，预防因通风不良造成中毒窒息事故和粉尘危害。

（2）报废的井巷和硐室应及时封闭。封闭之前，入口处设有明显标志，禁止人员进入。

4.4 采掘作业安全对策措施

（1）采掘特种作业人员必须进行安全培训，并取得合格的资格证，方可上岗作业。

（2）掘进施工遇有断层、破碎带、采空区等可能与水体有联系的地段，必须坚持“有疑必探，先探后掘”的原则。

（3）掘进工作面发现“出汗”、顶板淋水加大、空气变冷、产生雾气、挂红、水叫、底板涌水等透水预兆时，必须立即停止工作，撤出所有可能受透水威胁的人员，并采取安全措施。

4.5 通风系统安全对策措施

（1）矿山在下阶段的设计施工中，应根据生产的变化及时调整矿井通风系统，并绘制通风系统图。

4.6 供配电设施安全对策措施

（1）电气设备可能为人所触及的裸露带电部分必须设置安全防护罩或遮栏及标志牌。

（2）变压器室的门应经常上锁，并在室外悬挂“高压危险”的标志牌。

（3）应绘制完善的矿区供电系统图。并制定相应的作业规程与操作规程。



第五章 评价结论

以国家有关法律、法规、规程、标准和可研报告为依据，对额尔古纳纳诚诚矿业有限公司东塔矿区锌铅银矿 270 万吨/年采选整合扩建工程项目二采区采矿工程（新建 195 万吨/年）进行了安全预评价。通过对项目存在的危险、有害因素进行辨识分析，定性、定量评价，得出如下评价结论。

5.1 项目主要事故类别

经辨识和分析，本项目可能的潜在事故危害有 16 种，分别是坍塌、作业场地涌水、高处坠落、机械伤害、噪声、车辆伤害、冒顶片帮、物体打击、放炮、火药爆炸、中毒和窒息、触电、火灾、透水、粉尘。

表 5-1 主要危险有害因素在单元内分布表

危险 因素 评价 单元	坍塌	冒顶 片帮	作业 场地 涌水	透 水	淹 溺	火 灾	机械 伤害	高处 坠落	车辆 伤害	物体 打击	火药 爆炸	放 炮	中毒 窒息	触 电	噪 声	粉 尘
总平面 布置单 元	●		●						●							
开拓 单元	●	●						●			●	●	●			
提升运 输单元								●	●							
采掘 单元		●					●	●		●	●	●	●		●	●
通风 单元													●			●
供配电 设施单 元						●								●		
防排水 与防灭 火单元			●	●	●	●										
排土场 单元	●							●	●						●	●

5.2 重点防范的危险有害因素

根据危险有害因素辨识结论，在开拓单元、提升运输单元、采掘单元、排土场单元均存在高处坠落的危险有害因素，评价认为应重点防范的危险有害因素为高处坠落。

5.3 项目重点防范措施

（1）在各个有坠落危险的井口设置足够强度且高度符合规范的防护栏，防护栏应安装牢固，并定期进行检查。

（2）作业人员进行高处作业或临近有坠落危险的井（洞）口时应提前配备符合作业需求的安全带，安全带的佩戴要求及顺序应按照操作规程或作业指导书进行，设专人对安全带的穿戴进行检查。定期对安全带进行检查，不符合使用标准的安全带应进行报废。

（3）加强作业人员的安全培训，提高安全意识。

（4）有坠落危险的作业场所应设置防坠落的警示标志，作业场所的照明应满足要求。

（5）使用梯子登高作业时，应有人扶梯，作业面高度超过 2m 时应办理高处作业票，配备符合要求的个人防护用品，并设专人进项监督。

（6）排土场各排弃平台边缘应按设计设置连续的车挡。

（7）排土场各排弃平台应设置足够数量的安全警示标志，安全警示标志设置符合作业场地危险警示需求。

（8）排土场作业场地应设置足够的照明，能让作业人员对作业场地进行全面观察。

（9）排土场作业场地应设指挥人员，指挥人员应经过专门的培训，并通过考试合格。

（10）作业人员自身负荷超限或不具备上岗条件时不得上岗。

（11）车辆驾驶人员应持证上岗，并进行专门的教育培训。

5.4 安全预评价综述

5.4.1 安全检查表评价综述

本次评价共划分 11 个评价单元，依据国家安全生产有关法律、法规、规章、标准、规范的规定和地下矿山开采的有关要求，运用安全检查表法对《可研报告》拟定的方案进行评价，共评价了 65 项内容，检查项均符合要求。

5.4.2 预先危险性分析评价综述

通过预先危险性分析评价，主要危险因素种类有 14 种，职业有害因素有 2 种，只要防范措施落实的好，危险危害是可以得到控制、减弱和消除的。

5.4.3 安全对策措施及建议综述

本次安全预评价共提出安全对策措施及建议 27 条。这些对策措施客观、适用，可操作性强，在下一步作矿山开采初步设计和安全设施设计中可供参考。

5.5 安全预评价结论

综上所述，《额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿 270 万吨/年采选整合扩建工程可行性研究报告》中对额尔古纳诚诚矿业有限公司东珺矿区锌铅银矿 270 万吨/年采选整合扩建工程项目二采区采矿工程（新建 195 万吨/年）从安全生产角度符合国家安全生产有关法律、法规、规章及标准、规范的要求，在采取本报告第四章中提出的安全对策措施后，安全风险能得到有效控制。

附件：

- 1、安全评价委托书
- 2、项目立项文件
- 3、营业执照
- 4、采矿许可证



隆安安评

www.nmlapj.com

内蒙古隆安安全评价有限公司

ADD: 内蒙古包头市稀土开发区创业园区研浩科技楼

TEL/FAX: 0472-6975486

