



编号：AK 25072101

皖 FM20250800010

安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿
二期 1000 万 t/a 采选扩能工程（采矿部分）
安全预评价报告

（审定稿）

北京国信安科技有限公司

证书编号：APJ-（京）-003

二零二五年七月

安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿
二期 1000 万 t/a 采选扩能工程（采矿部分）

安全预评价报告

（审定稿）

法定代表人：龚宇同

技术负责人：谢 源

项目负责人：孙胜利

2025 年 7 月

（安全评价机构公章）

安徽马钢罗河矿业有限责任公司

罗河铁矿二期 1000 万 t/a 采选扩能工程（采矿部分）

评价人员

	姓名	职业资格证书编号	从业信息识别卡编号	专业	签字
项目负责人	孙胜利	17000000000100026	013500	电气	孙胜利
项目组成员	吴永刚	15000000000300010	027297	采矿	吴永刚
	韩金峰	15000000000300763	025448	安全	韩金峰
	全永志	08000000000202661	006581	机械	全永志
	李磊	11000000000300669	019308	地质	李磊
	崔旋	12000000000300736	023439	水工结构	崔旋
	于跟波	15000000000301110	025715	通风	于跟波
报告编制人	孙胜利	17000000000100026	013500	电气	孙胜利
	吴永刚	15000000000300010	027297	采矿	吴永刚
	韩金峰	15000000000300763	025448	安全	韩金峰
报告审核人	牛淑慧	16000000000201286	029930	安全	牛淑慧
过程控制负责人	徐伟兰	11000000000303070	021358	采矿	徐伟兰
技术负责人	谢源	08000000000103653	004532	采矿	谢源

出版审批： 孙胜利

前言

安徽马钢罗河矿业有限责任公司，是马钢（集团）控股有限公司与安徽庐江龙桥矿业有限公司共同出资组建成立的有限责任公司，其中马钢（集团）控股有限公司为控股方。主营业务：铁矿、硫铁矿地下开采、加工、销售；机电设备安装、修理；土石方工程；矿山科研；石料加工；设备租赁。

罗河铁矿为生产矿山，罗河铁矿一期工程充填法开采工程（以下简称“一期工程”）于 2007 年 9 月开工建设，设计生产能力为 $300 \times 10^4 \text{t/a}$ ，2014 年 9 月正式投产。2020 年启动采选系统扩建工程，罗河铁矿一期 $500 \times 10^4 \text{t/a}$ 扩能工程（以下简称“一期扩能工程”）已于 2023 年 11 月建成投产。

截止 2024 年底，矿山保有资源量 $37547.26 \times 10^4 \text{t}$ ，其中保有工业铁矿体资源量总计 $34634.46 \times 10^4 \text{t}$ ，TFe 平均品位 40.58%；保有工业硫铁矿体资源量总计 $2912.8 \times 10^4 \text{t}$ ，Ss 平均品位 21.51%，Cu 平均品位 0.11%。而一期扩能工程主要开采 -600m 水平以上的矿体，保有资源量 $18145 \times 10^4 \text{t}$ ，-600m 水平以下还有 $19402 \times 10^4 \text{t}$ 保有资源量未开发，具备进一步扩大产能的潜力。

罗河铁矿作为宝武集团下属公司，秉承矿山“总体规划、分步实施、滚动发展”的理念，致力于发挥自身资源优势，扩大矿山生产规模，提高集团铁矿石自给率，于 2022 年启动了“罗河铁矿二期 1000 万 t/a 采选扩能工程”（以下简称“二期工程”）项目，为此，安徽马钢罗河矿业有限责任公司委托中国恩菲工程技术有限公司于 2025 年 6 月编制了《安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿二期 1000 万 t/a 采选扩能工程可行性研究报告》，罗河铁矿二期 1000 万 t/a 采选扩能工程为改扩建项目，设计开采全矿范围内矿体，采用地下开采方式，主井、副井+辅助斜坡道开拓系统，中

段采用有轨运输，垂直深孔阶段空场嗣后充填法和中深孔空场嗣后充填采矿法，-620m 水平以上已建有生产系统，-620m 水平以上利用现有系统，-600m 以下新增 $500 \times 10^4 \text{t/a}$ 生产规模的开拓系统；设计生产规模 $1000 \times 10^4 \text{t/a}$ ，二期工程基建时间 5 年，建成后服务年限 38 年。

根据《中华人民共和国安全生产法》、《建设项目安全设施“三同时”监督管理办法》等国家有关法律法规的要求，改扩建矿山项目在其可行性研究阶段应进行安全预评价，为此，安徽马钢罗河矿业有限责任公司委托我公司（北京国信安科技有限公司）进行该项目安全预评价工作。我公司接受委托后立即组建了安全评价小组，到企业现场踏勘，与相关人员进行座谈，交换意见，并收集相关资料，完成了现场调查工作。

本次安全预评价根据现行的《中华人民共和国安全生产法》、《中华人民共和国矿山安全法》和《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）等有关法律法规、规范性文件的要求，遵循科学性、公正性、合法性和针对性原则，对本项目可能存在的危险、有害因素的种类和危险有害程度进行客观、科学地分析评价，提出有针对性的安全对策措施及建议，形成本《安全预评价报告》。

在本安全预评价报告编制过程中，得到了国家矿山安全监察局、各级应急管理部门、非煤矿山方面的有关专家和安徽马钢罗河矿业有限责任公司有关人员的大力支持，在此一并表示感谢！

目录

前言	I
目录	III
1 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
2 建设项目概述	9
2.1 建设单位概况	9
2.2 自然环境概况	15
2.3 建设项目地质概况	16
2.4 工程建设方案概况	37
3 定性定量评价	81
3.1 总平面布置单元	82
3.2 开拓单元	91
3.3 提升和运输单元	98
3.4 采掘单元	104
3.5 充填单元	118
3.6 通风单元	120
3.7 防排水与防灭火单元	129
3.8 矿山供配电设施单元	139
3.9 矿山专项安全保障系统	146
3.10 安全管理单元	150
3.11 重大危险源辨识单元	152
4 安全对策措施及建议	153

4.1 总平面布置	153
4.2 开拓运输	153
4.3 提升和运输单元	155
4.4 采掘单元	155
4.5 充填单元	156
4.6 通风单元	157
4.7 防排水与防灭火	158
4.8 矿山供配电设施单元	159
4.9 矿山专项安全保障系统单元	160
4.10 安全管理及其他	160
5 评价结论	162
5.1 本项目存在的主要危险、有害因素	162
5.2 本项目应重点防范的重大危险、有害因素	162
5.3 应重视的安全对策措施建议	162
5.4 评价结果综述	164
5.5 安全预评价结论	165
附件	166
附图	167

1 评价对象与依据

1.1 评价对象和范围

评价对象为：安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿二期 1000 万 t/a 采选扩能工程（采矿部分）。

评价范围为：可行性研究报告所涉及的矿山总平面布置、开拓运输、提升运输、采矿工艺、通风系统、矿山供配电设施、防排水与防灭火、压风及供水系统、矿山专项安全保障系统及安全管理等。

评价坐标范围：全矿范围内矿体，-620m 以下新增的 500×10^4 t/a 生产规模的开拓系统。

本评价报告主要对评价范围内的安全设施进行评价，炸药库、选矿厂、尾矿库、职业卫生、环境影响评价及地质灾害评估等问题，不在本次评价范围之内，但报告中会涉及到相关内容，本报告只进行介绍，不做评价，企业应执行国家相关法律、法规、标准和规范要求。

1.2 评价依据

1.2.1 法律法规

1.2.1.1 法律

《中华人民共和国安全生产法》（2002 年 6 月 29 日第九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》第一次修正，根据 2014 年 8 月 31 日第十二届全国人民代表大会常务委员会第十次会议《关于修改〈中华人民共和国安全生产法〉的决定》第二次修正，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）

《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）

《中华人民共和国矿产资源法》（国家主席令第 74 号，根据全国人民代表大会常务委员会第二十一次会议《关于修改〈中华人民共和国矿产资源法〉的决定》修正，自 1997 年 1 月 1 日起施行）

《中华人民共和国消防法》（1998 年 4 月 29 日第九届全国人民代表大会常务委员会第二次会议通过 2008 年 10 月 28 日第十一届全国人民代表大会常务委员会第五次会议修订根据 2019 年 4 月 23 日第十三届全国人民代表大会常务委员会第十次会议《关于修改〈中华人民共和国建筑法〉等八部法律的决定》第一次修正根据 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）

1.2.1.2 行政法规

《安全生产许可证条例》（国务院令第 397 号，根据《国务院关于修改部分行政法规的决定》（国务院令第 653 号）修改，自 2014 年 7 月 29 日起施行）

《中华人民共和国矿山安全法实施条例》（1996 年 10 月 11 日国务院批准 1996 年 10 月 30 日劳动部令第 4 号发布自发布之日起施行）

《公路安全保护条例》（中华人民共和国国务院令第 593 号，自 2011 年 7 月 1 日起施行）

《安徽省安全生产条例》（2006 年 12 月 22 日安徽省第十届人民代表大会常务委员会第二十七次会议通过 2017 年 9 月 29 日安徽省第十二届人民代表大会常务委员会第四十次会议修订）

《安徽省公路安全保护条例》（安徽省人民代表大会常务委员会公告（第三号），安徽省第十三届人民代表大会常务委员会第四次会议通过，自 2019 年 5 月 1 日起施行。）

1.2.1.3 部门规章

《非煤矿山企业安全生产许可证实施办法》（原国家安全生产监督管理总局令第 20 号，根据《国家安监总局关于废止和修改非煤矿山领域九部规章的决定》（原国家安全生产监督管理总局令第 78 号）修正，自 2015 年 7 月 1 日起施行）

《建设项目安全设施“三同时”监督管理办法》（原国家安全生产监督管理总局令第 36 号，根据《国家安监总局关于修改〈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》（原国家安全生产监督管理总局令第 77 号）修正，自 2015 年 5 月 1 日起施行）

《非煤矿山外包工程安全管理暂行办法》（原国家安全生产监督管理总局令第 62 号，根据《国家安监总局关于废止和修改非煤矿山领域九部规章的决定》（原国家安全生产监督管理总局令第 78 号）修正，自 2015 年 7 月 1 日起施行）

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

《生产安全事故应急预案管理办法》（应急管理部令第 2 号，2019 年 9 月 1 日起施行）

《矿山救援规程》（应急管理部令第 16 号）

1.2.1.4 规范性文件

《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》（厅字〔2023〕21 号）

《国家安监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）

《国家安监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）

《国家安监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）

《关于进一步强化安全生产责任落实坚决防范遏制矿山重特大事故的若干措施》（矿安〔2022〕70号）

《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〉的通知》（矿安〔2022〕88号）

《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）

《国家安全监管总局关于开展金属非金属地下矿山防中毒窒息专项整治的通知》（安监总管一〔2013〕32号）

《国家矿山安全监察局关于严格非煤地下矿山建设项目施工安全管理的通知》（矿安〔2021〕7号，2021年1月24日起施行）

《国家矿山安全监察局关于印发〈关于加强非煤矿山安全生产工作的指导意见〉的通知》（矿安〔2022〕4号）

《国家矿山安全监察局关于印发〈矿山重大隐患调查处理办法（试行）〉的通知》（矿安〔2021〕49号）

国家矿山安全监察局关于印发《防范非煤矿山典型多发事故六十条措施》的通知（矿安〔2023〕124号）

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）

《金属非金属矿山重大事故隐患判定标准补充情形》（矿安〔2024〕41号）

《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）

《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》

《安徽省应急管理厅关于印发〈安徽省金属非金属地下矿山顶板管理指

导意见>的通知》（皖应急〔2023〕63号）

《关于加强非煤矿山安全生产许可证和建设项目安全设施设计审查有关工作的通知》（皖应急〔2022〕26号）

《安徽省应急管理厅关于印发<安徽省安全生产培训管理暂行规定><安徽省生产经营单位安全生产培训管理实施细则>的通知》（皖应急〔2021〕155号）

《安徽省应急管理厅 国家矿山安全监察局安徽局关于加强安徽省金属非金属矿山安全技术工作的指导意见》（皖应急〔2021〕144号）

《关于印发<安徽省非煤矿山安全生产风险分级监管实施办法>的通知》（皖安监一〔2015〕207号）

1.2.2 标准规范

《企业职工伤亡事故分类》（GB6441-1986）

《建筑灭火器配置设计规范》（GB50140-2005）

《视频安防监控系统工程设计规范》（GB 50395-2007）

《工业企业厂内铁路、道路运输安全规程》（GB4387-2008）

《地下矿用无轨轮胎式运矿车 安全要求》（GB 21500-2008）

《供配电系统设计规范》（GB50052-2009）

《工业企业设计卫生标准》（GBZ1-2010）

《建筑物防雷设计规范》（GB50057-2010）

《建筑抗震设计规范》（GB50011-2010）[2016年版]

《地下铲运机 安全要求》（GB 25518-2010）

《低压配电设计规范》（GB50054-2011）

《通用用电设备配电设计规范》（GB50055-2011）

《有色金属采矿设计规范》（GB 50771-2012）

《工业企业总平面设计规范》（GB50187-2012）

《冶金矿山采矿设计规范》（GB50830-2013）

- 《建筑照明设计标准》（GB50034-2013）
- 《带式输送机 安全规范》（GB 14784-2013）
- 《爆破安全规程》（GB6722-2014）
- 《建筑设计防火规范》（GB50016-2014）（2018 年版）
- 《中国地震动参数区划图》（GB 18306-2015）
- 《工程岩体分级标准》（GB/T 50218-2014）
- 《用电安全导则》（GB/T 13869-2017）
- 《危险化学品重大危险源辨识》（GB 18218-2018）
- 《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）
- 《矿山电力设计标准》（GB50070-2020）
- 《带式输送机工程技术标准》（GB 50431-2020）
- 《安全色和安全标志》（GB 2894-2025）
- 《矿山安全标志》（GB/T 14161-2008）
- 《生产经营单位生产安全事故应急预案编制导则》（GB/T 29639-2020）
- 《矿区水文地质工程地质勘查规范》（GB/T 12719-2021）
- 《金属非金属矿山充填工程技术标准》（GB/T 51450-2022）
- 《生产过程危险和有害因素分类与代码》（GB/T13861-2022）
- 《安全评价通则》（AQ8001-2007）
- 《安全预评价导则》（AQ8002-2007）
- 《金属非金属地下矿山通风技术规范 通风系统》（AQ2013.1-2008）
- 《金属非金属地下矿山通风技术规范 局部通风》（AQ2013.2-2008）
- 《金属非金属地下矿山通风技术规范 通风管理》（AQ2013.4-2008）
- 《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》（AQ2031-2011）
- 《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》（AQ2032-2011）
- 《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》（AQ2036-2011）
- 《金属非金属地下矿山防治水安全技术规范》（AQ 2061-2018）

- 《金属非金属地下矿山无轨运人车辆安全技术要求》（AQ 2070-2019）
- 《矿用电梯安全技术要求》（AQ 2069-2019）
- 《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》（KA/T2033-2023）
- 《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》（KA/T 2034-2023）
- 《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》（KA/T 2035-2023）
- 《金属非金属矿山在用设备设施安全检测检验目录》（KA/T 2075-2019）
- 《金属非金属地下矿山人员定位系统通用技术要求》（KA/T2051-2016）
- 《金属非金属地下矿山通信联络系统通用技术要求》（KA/T2052-2016）
- 《金属非金属地下矿山监测监控系统通用技术要求》（KA/T2053-2016）
- 《黑色冶金矿山井巷工程设计规范》（YB/T 4733-2019）
- 《冶金矿山尾矿胶结充填技术规范》（YB/T 4959-2021）

1.2.3 建设项目技术资料

- （1）《安徽省庐江县罗河矿区铁矿资源储量核实报告》（安徽省地质矿产勘查局 327 地质队，2018 年 5 月）
- （2）《安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿二期 1000 万 t/a 采选扩能工程可行性研究报告》（中国恩菲工程技术有限公司，2025 年 6 月）
- （3）《安徽马钢罗河铁矿北部（6~18 线）补充水文地质勘探报告》（山东正元建设工程有限责任公司。2019 年 11 月）
- （4）《罗河铁矿覆岩地下水系统及水害防治对策研究》（安徽马钢罗河矿业有限责任公司、中国矿业大学，2022 年 10 月）
- （5）《安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿隐蔽致灾因素普查报告》（安徽省煤炭科学研究院，2024 年 12 月）
- （6）《安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿一期扩能地下开采对地表建构物影响分析研究》（中钢集团马鞍山矿山研究总院股份有限公司，2020 年 4 月）

1.2.4 其他评价依据

- (1) 采矿许可证
- (2) 建设项目安全预评价委托书
- (3) 矿区地形图等业主提供的其他资料
- (4) 来往文件及会议纪要

2 建设项目概述

2.1 建设单位概况

2.1.1 建设单位简介

安徽马钢罗河矿业有限责任公司，是马钢（集团）控股有限公司与安徽庐江龙桥矿业有限公司共同出资组建成立的有限责任公司，其中马钢（集团）控股有限公司为控股方。主营业务：铁矿、硫铁矿地下开采、加工、销售；机电设备安装、修理；土石方工程；矿山科研；石料加工；设备租赁。

2.1.2 建设项目历史沿革

罗河铁矿为生产矿山，罗河铁矿一期工程充填法开采工程（以下简称“一期工程”）于 2007 年 9 月开工建设，设计生产能力为 $300 \times 10^4 \text{t/a}$ ，2014 年 9 月正式投产。2020 年启动采选系统扩建工程，罗河铁矿一期 $500 \times 10^4 \text{t/a}$ 扩能工程（以下简称“一期扩能工程”）已于 2023 年 11 月建成投产。

2006 年 8 月，中冶北方工程技术有限公司和马钢集团设计研究院有限责任公司合作编制了《罗河铁矿一期工程初步设计》，初步设计安全专篇在 2007 年 3 月通过了安监总局备案。设计范围即为现在罗河采矿权的范围，设计的对象主要包括 I、II 号铁矿体。总体分二期建设，一期开采东区，二期开采西区。一期设计开采规模为 300 万吨/年，一期开采范围主要为 -620m 水平以上。采用竖井开拓方案，共布置 6 条竖井和 1 条措施井。采矿方法为无底柱分段崩落法。一期工程划分为 -560m 和 -620m 两个阶段水平，-560m 阶段高度 120m，-620m 阶段高度 60m，首先开采 -560m 阶段。

2007 年 5 月，罗河铁矿一期工程开始建设，根据《罗河铁矿一期工程初步设计》，按照崩落法开采方案进行施工。罗河铁矿建设 4 年后，征地动迁工作较原初步设计时发生重大变化。

2012 年 5 月，为解决基建后期征地动迁工作的难题，规划罗河铁矿长期发展，马钢罗河矿业有限责任公司委托中冶北方工程技术有限公司根据一期工程

建设现状，按照充填法方案对部分项目进行调整、补充，编制《安徽马钢罗河铁矿一期工程充填法开采初步设计说明书》(含安全专篇)，采矿方法由崩落法变更为充填法，建设规模不变，仍为 300 万吨/年。

一期工程开采对象为 8 线以东的矿体，根据各区段矿体的赋存条件选择不同的采矿方法，其中 II 纵勘探线以北矿体大部分适合采用垂直深孔阶段矿房法采矿方法，嗣后充填处理采空区，边角部分采用点柱上向分层充填法或中深孔分段矿房法采矿方法，嗣后充填处理采空区；II 纵勘探线以南矿体大部分适合采用中深孔分段矿房法，嗣后充填采矿区，边角部分采用点柱上向分层充填法。

中冶北方工程技术有限公司于 2013 年 3 月提交了《安徽马钢罗河铁矿一期工程初步设计安全专篇（设计变更）》，原国家安全生产监督管理总局于 2013 年 9 月 5 日以安监总非煤项目审字[2013]7 号文批复了安全专篇（设计变更）。一期工程设计生产能力为 300 万 t/a，服务年限为 41a。一期 300 万 t/a 矿山采选系统工程至 2013 年底基本建成，于 2014 年 9 月通过国家安全生产监督管理总局组织的安全设施竣工验收，2015 年 4 月 23 日取得安全生产许可证后正式投产。

2018 年 10 月金建工程设计有限公司提交了《安徽马钢罗河矿业有限责任公司庐江县罗河铁矿一期（扩能）工程矿产资源开发利用方案》；2019 年 1 月 11 日，马钢集团矿业有限责任公司下发了《关于安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿一期 500 万 t/a 扩能工程建设项目立项的通知》（马矿〔2019〕8 号）的红头文件，同意对安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿一期 500 万 t/a 扩能工程建设项目予以立项。

2020 年 2 月 28 日，安徽省发展和改革委员会下发了《安徽省发展改革委关于安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿一期 500 万 t/a 扩能工程建设项目核准的批复》（〔2020〕92 号），同意建设安徽马钢罗河矿业有限责任公司实施罗河铁矿一期 500 万 t/a 扩能工程建设项目，项目代码：2019-

340124-08-02-011731。

2020 年 3 月，金建工程设计有限公司编制了《安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿一期 500 万 t/a 扩能工程初步设计说明书》；2020 年 10 月，金建工程设计有限公司编制了《安徽马钢矿业资源集团有限公司罗河铁矿一期 500 万 t/a 扩能工程安全设施设计》，设计开采范围为-600m 以上采矿权范围内矿体，由原规模为 300 万 t/a 扩能至 500 万 t/a。2020 年 11 月 13 日，应急管理部办公厅下发了《应急管理部办公厅关于太原钢铁（集团）有限公司矿业分公司峨口铁矿露天转地下开采工程等 4 个建设项目安全设施设计审查意见的通知》（应急厅函[2020]314 号），同意罗河铁矿安全设施设计的内容。

罗河铁矿一期 500 万 t/a 扩能工程安全设施设计对开采范围的划分，一期扩能工程开采范围为-600m 以上界内矿体，有轨运输水平为-620m，-600~-620m 为充填法底柱，和-620m 以下的矿体待矿山二期时再行规划开采。2023 年 11 月，中钢集团马鞍山矿山研究总院股份有限公司提交了《安徽马钢矿业资源集团有限公司罗河铁矿一期 500 万 t/a 扩能工程安全设施验收评价报告》，报告通过专家评审后取得安全生产许可证，后矿山通过安全设施竣工验收投入生产，现矿山为证照齐全的正常生产矿山。

截止 2024 年底，矿山保有资源量 $37547.26 \times 10^4 \text{t}$ ，其中保有工业铁矿体资源量总计 $34634.46 \times 10^4 \text{t}$ ，TFe 平均品位 40.58%；保有工业硫铁矿体资源量总计 $2912.8 \times 10^4 \text{t}$ ，Ss 平均品位 21.51%，Cu 平均品位 0.11%。而一期扩能工程主要开采-600m 水平以上的矿体，保有资源量 $18145 \times 10^4 \text{t}$ ，-600m 水平以下还有 $19402 \times 10^4 \text{t}$ 保有资源量未开发，具备进一步扩大产能的潜力。罗河铁矿作为宝武集团下属公司，秉承矿山“总体规划、分步实施、滚动发展”的理念，致力于发挥自身资源优势，扩大矿山生产规模，提高集团铁矿石自给率，于 2022 年启动了“罗河铁矿二期 1000 万 t/a 采选扩能工程”（以下简称“二期工程”）项目，为此，安徽马钢罗河矿业有限责任公司委托中

国恩菲工程技术有限公司于 2025 年 6 月编制了《安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿二期 1000 万 t/a 采选扩能工程可行性研究报告》，罗河铁矿二期 1000 万 t/a 采选扩能工程为改扩建项目，设计开采全矿范围内矿体，采用地下开采方式，主井、副井+辅助斜坡道开拓系统，中段采用有轨运输，垂直深孔阶段空场嗣后充填法和中深孔空场嗣后充填采矿法，-620m 水平以上已建有生产系统，-620m 水平以上利用现有系统，-600m 以下新增 $500 \times 10^4 \text{t/a}$ 生产规模的开拓系统；设计生产规模 $1000 \times 10^4 \text{t/a}$ ，二期工程基建时间 5 年，建成后服务年限 38 年。

2.1.3 矿区地理位置及交通

罗河铁矿位于安徽省合肥市庐江县境内，行政隶属罗河镇管辖。北距庐江县城 35km，距合肥市 110km；东至巢湖市 105km，东南至铜陵市 50km。矿区东侧有合-铜-黄（G3 京台）高速公路通过，矿区公路连接 330 国道，经此路可通合肥市、铜陵市，交通较方便。详见矿区交通位置图 2-1。

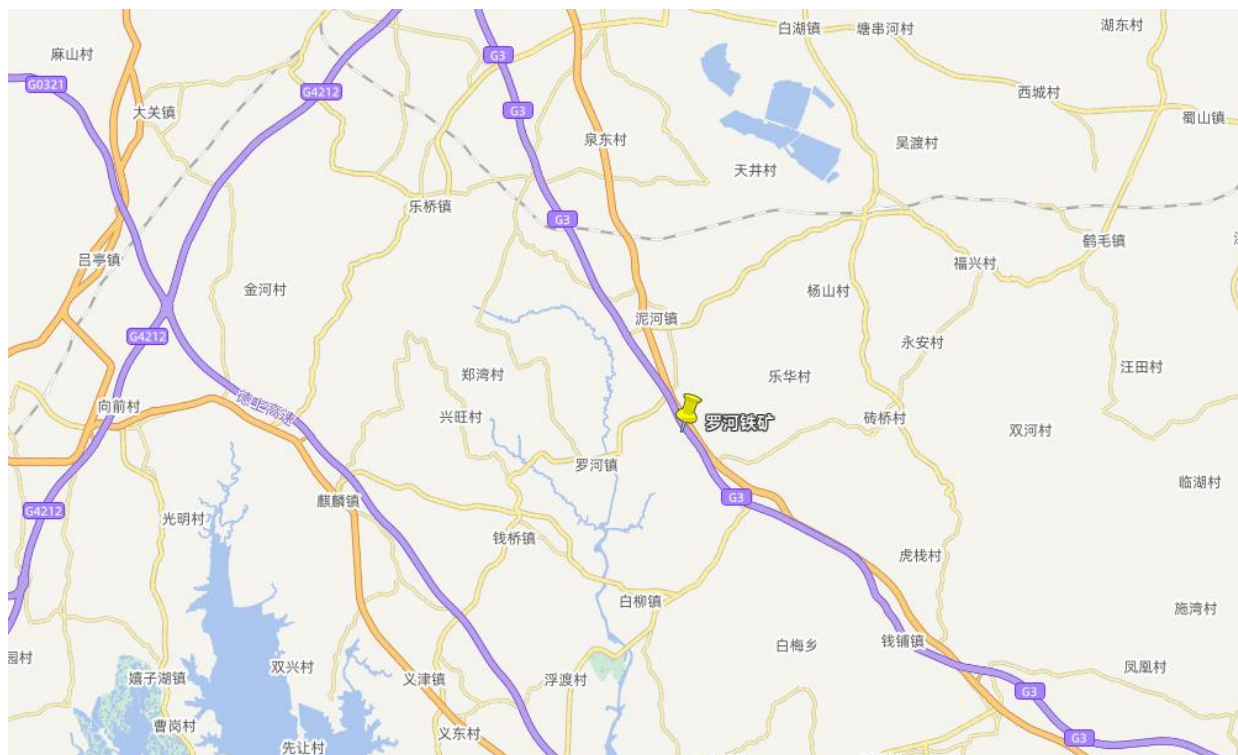


图 2-1 矿区位置及交通情况图

2.1.4 周边环境

矿区周边采矿权设置有沙溪铜矿、龙桥铁矿、泥河铁矿、马鞭山铁矿、钟山铁矿、大包庄硫铁矿、金鼎硫铁矿等，临近的矿山只有大包庄硫铁矿，位于矿区东南，二者矿权边界最近点相距 468m，对开采无影响，见图 2-2，泥河铁矿位于罗河铁矿北部，二者矿权边界相距约 1.5km，目前未开采。其他矿山距罗河铁矿距离均大于 5km 以上。罗河铁矿与周边矿权及地表岩石移动界线无重叠或交叉。

罗河铁矿外围及深部存在小包庄探矿权。根据安徽省自然资源厅关于拟被注销矿业权公告(皖自然资公告〔2020〕15 号)，该矿权拟被注销。

矿区周边没有自然保护区、水源保护区、风景名胜区、著名自然历史遗产、电台通讯、电视转播、雷达导航和重要的天文、气象、地震观察台以及军事设施等敏感区。矿区范围内无需要保护的高压线、公路、桥梁等设施。矿区外东侧和东南侧有高速公路、省道、朱桥水库和张院水库等，以上设施距离本项目地表移动界线最近的为京台高速，相距 106m。

罗河铁矿开采范围内地表大部为农田，一期 300 万 t/a 采矿工程开采地表影响范围内主要分布有一些村庄，有李家、洪家老屋、堰梢、王庄(村庄东部)、龙头、向庄凹、杏子埂、无粮塆、L09 和 L11 监测点处房屋、刘院以及包山等村庄，约有 260 栋房屋，均为 3 层以下砖混结构。一期 500 万 t/a 扩能工程开采影响范围内村庄有王庄(村庄西部)、前王庄和部分东风村，大约有 61 栋房屋，同样均为砖混结构房屋。

一期工程开采移动范围内地表水体以池塘为主，仅有三条河床窄浅弯曲的小溪。西南部小溪略宽，达 10~15m，河床底局部切露基岩，西部小溪宽 5~10m，河床内仅见窄而薄的含砾细纱土，东部小溪宽 5m 左右。前两条小溪分别由东而西和由北东而南汇入罗昌河后一条小溪则由南而北流入黄泥河。这些小溪为无源之水，完全受降雨控制，雨期水满，早期水涸。矿区东部有小型朱桥水库，青山水库有较长的引水渠道通过矿区东部。矿区东部距离地

表移动界限最近的小型水库是朱桥水库，其到地表移动界限距离约 274m。矿区地形低缓，虽然水塘较多但地表风化残坡积之亚粘土广布，使其与基岩地下水没有水力联系对未来矿床充水影响不大。

矿区范围内存在乡村道路、电力线路等，矿区外东侧和东南侧有高速公路、省道、朱桥水库和张院水库等，这些设施距离本项目地表移动界线最近的为京台高速，相距 106m。

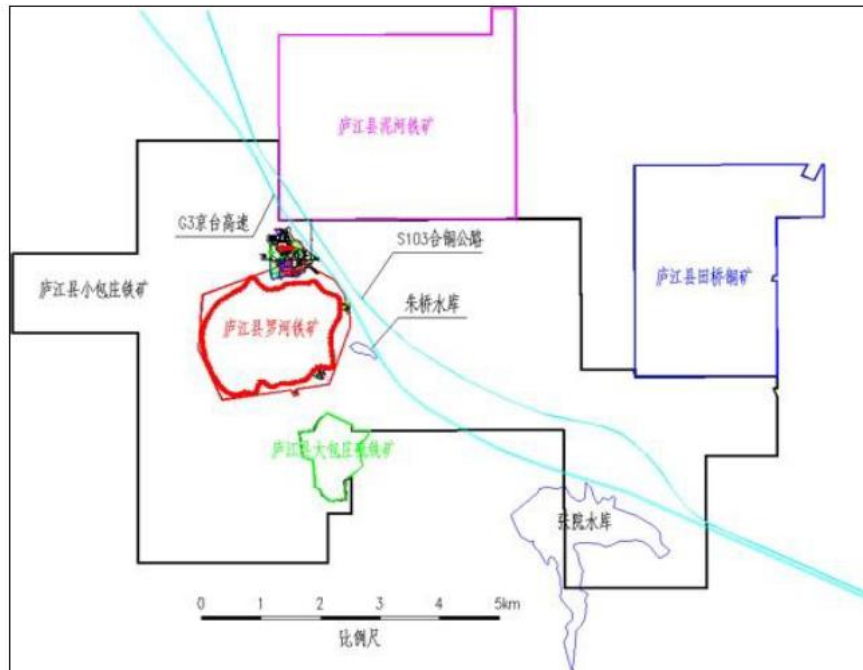


图 2-2 罗河铁矿地表移动界线与周边关系图

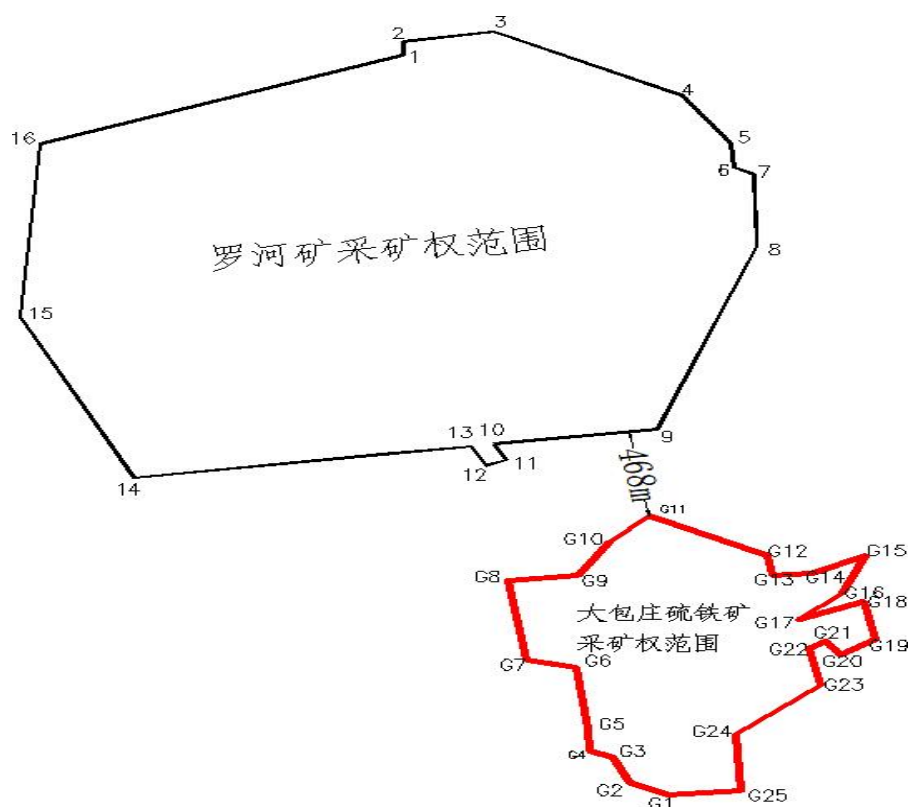


图 2-3 罗河铁矿与小包庄硫铁矿矿权范围位置图

2.2 自然环境概况

2.2.1 地形地貌

该矿区地处江淮丘陵南部，区内东部和东南部属低山丘陵区，一般标高 45m~85m，以龙城山最高，标高为 238m。中部和西部地势依次降低，西部河床最低处标高仅 12.2m,属丘陵平原地形。矿区西部有罗昌河，自北向南流入白荡湖，旱季往往断流，雨季江水上涨，河水泄洪不畅，常形成内涝。矿区东部 2.5km 有黄泥河自南而北流过，入黄陂湖，其上游有张院水库，该水库距矿区 4km，为本区最大的地表水体。

2.2.2 气候

本区属季风亚热带润湿型气候。据庐江县气象站观测资料，年平均气温 16.1℃，极端最高气温可达 41.3℃，极端最低气温为-12.3℃。年降水量 1174.2mm。年自然蒸发量 941.7mm，水面蒸发量 1569.5mm，4 月~8 月为多雨季节，该期降水量为年降水量的 54%，12 月至翌年 2 月降水稀少，仅

占年降水量的 10%左右。最大降水量为 72.5mm/h。百年一遇历史最高洪水位为+20m。

2.2.3 地震

根据《中国地震动参数区划图》GB18306-2015，矿区所属区域地震动峰值加速度为 0.10g，相应的地震基本烈度为Ⅶ度，地震动反应谱特征周期为 0.35s。

2.3 建设项目地质概况

2.3.1 矿区地质概况

（1）地层

罗河铁矿位于庐江-枞阳中生代火山岩盆地的西缘，矿床成因与火山-侵入活动有关。矿区由下至上出露地层有砖桥组、双庙组、浮山组和杨湾组及全新统松散堆积层。

1) 砖桥组 (K_1zh)

本组出露于龙头-包山一带，向南延展至大包庄矿区，可次分为砖桥组下亚组 (K_1zh_1)、砖桥组上亚组 (K_1zh_2)。

a) 砖桥组下亚组 (K_1zh_1)

上部由火山碎屑岩、沉火山碎屑岩组成，下部以较厚大的火山熔岩为主。本段未出露地表，仅在钻孔中见到，总厚度大于 1000m。由于遭受强烈蚀变改造，大部分岩石难以辨认原岩，致使底界不清，岩层划分、对比较为困难，大致可分三个岩性层：

灰色、灰紫色沉火山碎屑岩夹紫褐色中斑辉石粗安岩 (zh_1^1)：主要由次生蚀变矿物组成，岩石一般遭受强烈蚀变，成为次生石英岩、碱性长石岩、硬石膏辉石岩，局部保留残余斑状结构，厚度大于 850m。

紫褐色、灰褐色杏仁状中斑辉石粗安岩 (zh_1^2)：厚度变化大，一般在矿区中部较厚，向矿区边缘有尖灭趋势，厚度小于 106m。

紫红色凝灰岩、凝灰质粉砂岩与沉角砾凝灰岩 ($K_1zh_1^3$): 一般遭受强烈蚀变, 成为高岭石岩、水云母岩、次生石英岩, 或以它们的蚀变矿物组合面貌出现, 厚度变化较大, 一般小于 171m。

b) 砖桥组上亚组 (K_1zh_2)

本组岩层以熔岩为主, 总厚 205.65m, 可细分为七个岩性段。灰紫色、深灰色杏仁状中细斑粗安岩 (zh_2^1): 由北向南逐渐增厚, 北部边缘有缺失现象, 厚度 0m~96m。

青灰色蚀变晶屑凝灰岩 (zh_2^{2-1}): 罗河矿区缺失此层, 在南部大包庄及西部小包庄矿区少量钻孔中可见, 厚度小于 3m。

灰紫色杏仁状中粗斑~细微斑辉石粗安岩 (zh_2^{2-2}): 罗河矿区缺失此层, 在小包庄矿区钻孔中可见, 由两个喷溢层组成, 中夹一层不稳定的紫红色、青灰色凝灰质粉砂岩。厚度变化较大, 为 0~150m。

紫红色凝灰质粉砂岩 (zh_2^{3-1}): 局部为暗紫色、青灰色凝灰岩, 厚度小于 12m。

灰紫色中~中粗斑黑云母粗安岩 (zh_2^{3-2}): 在罗河矿区 11 号勘探线以东及外围杨楼一带普遍可见有两个喷溢层, 含不稳定的凝灰质粉砂岩层; 矿区西北部的钻孔中可见到三个喷溢层, 自北向南渐薄, 厚度 20m~225m。

紫红色凝灰质粉砂岩 (zh_2^{4-1}): 下部为紫红色, 粘土质含量高, 且含黑云母碎片。上部为灰紫色, 含粗安岩角砾及长石晶屑。厚度小于 13m。

灰紫色、紫黑色中细-中粗斑辉石粗安岩 (zh_2^{4-2}): 在矿区小包庄地区可见到三个喷溢层, 中夹二层不稳定的凝灰质粉砂岩, 局部见角砾状构造和少量杏仁状构造, 厚度 0m~110m。

2) 双庙组 (K_1sh)

本组分布在矿区北东及南西, 展布于砖桥组的外侧, 呈喷发不整合覆盖在砖桥组不同层位之上, 可分上下两亚组, 即双庙组下亚组 (sh) 与双庙组上亚组 (sh_2)。

a) 双庙组下亚组 (sh)

本组均为火山碎屑岩及向沉积岩过渡的火山碎屑岩，可细分三个岩性层，总厚度为 139.68m。

紫红色凝灰质粉砂岩、细砂岩夹沉火山角砾岩 (sh_1^1)：沉积韵律明显，底部以砾岩为主，下部为粉砂质泥岩、泥岩夹凝灰质粉砂岩，含炭质泥岩互层，上部沉角砾凝灰岩及沉火山角砾岩增多；本层厚度变化大，自北西至南东，厚度由 291m 变至 0m~10m。

杂色细火山火山角砾岩 (sh_1^2)：厚层状，层理不清；角砾成分复杂，主要为粗安岩，也有铁碧玉、蚀变岩等，胶结物为细小的碎屑物和火山灰；厚度 48m~78m。

紫红色灰绿色沉凝灰岩、下部夹薄层沉火山角砾岩 (sh_1^3)：以细火山碎屑物为主，含有 10~20 的石石英碎屑，角砾及碎屑常呈次棱角一次圆状，具分选性，层理构造较清晰；区内最大厚度可达 24m，但在东北部和西南部缺失。

b) 双庙组上亚组 (sh_2)

以熔岩为主，由九个岩性层组成，总厚度 198m。

灰紫色、灰黑色杏仁状细微斑粗安岩 (sh_2^1)：下部为粗安岩，上部为辉石粗安岩；顶部具角砾状构造，分布较稳定，厚度为 7m~24m 不等。

紫红色、灰绿色凝灰质粉砂岩 (sh_2^{2-1})：层状构造，局部夹含砾凝灰质粉砂岩、沉火山角砾岩，并见植物化石碎片；分布较稳定，厚度小于 9.5m。

灰黑色杏仁状中细斑辉石粗安岩 (sh_2^{2-2})：出露地表具球状风化，主要分布于矿区西部的小胡庄地区，厚度大于 8m~58m。

暗紫色凝灰岩、砖红色凝灰质粉砂岩 (sh_2^{3-1})：分布不稳定，仅在矿区局部和外围可见，厚度为 0m~7m。

灰紫色杏仁状中粗斑辉石粗安岩 (sh_2^{3-2})：出露地表者具球状风化，普遍具杏仁状构造，岩层厚度为 50m~96m。

紫红色凝灰质粉砂岩 (sh_2^{4+1}): 分布于 2 勘探线以西地区, 厚度一般小于 4m。

灰紫色粗安质熔结角砾凝灰岩 (sh_2^{4+2}): 分布在罗河铁矿区西南部 26 线一带, 向东部黑档梗~店桥及西南部羊鹿山方向, 渐变为中粗斑黑云母粗安岩; 本层厚度较稳定, 为 18m~25m。

紫红色凝灰质粉砂岩 (sh_2^{5-1}): 分布在 2 线以西地区, 一般小于 4m。

灰紫色、紫褐色杏仁状中细斑辉石粗安岩 (sh_2^{5-2}): 可见到两个喷溢层, 中夹粉砂岩、泥质胶结的角砾岩, 喷溢层顶底部杏仁体细而密, 多呈不规则形, 米粒状; 中部杏仁体大而量少, 多呈云朵状; 本层出露不全, 主要分布于东岳庙-小胡庄一带; 厚度大于 60m。

3) 浮山组 (K_{1f})

主要出露于矿区西南鼓楼山一带。岩性主要为黑云母粗面岩 (f_1), 上部为粗面质火山碎屑岩 (f_2)。与下伏地层呈断层接触。

4) 杨湾组 (K_{1y})

呈角度不整合覆盖在火山岩之上, 由砖红色紫红色砂砾岩、砂岩、粉砂岩组成。砾石成分有粗安岩、硅质岩; 砂粒成分有石英、长石及岩屑, 磨圆度较好, 胶结物为碳酸盐、铁质及少量泥质物。该组地层在矿区出露不全, 主要分布于矿区北西缘, 可见厚度为 41m。

5) 第四系全新统 (Q_4)

粘土、亚粘土夹少量砂、砾石, 有时含豆状锰质结核及岩石碎块。主要分布于谷底耕作区, 平缓丘脊及缓坡上。厚度 0m~20m 不等, 一般厚 5m~7m。

(2) 构造

矿区地表地层产状平缓, 褶皱不发育, 构造形迹以各种方向的表层陡倾斜断裂、裂隙为主。向深部, 地层产状微有起伏变化, 断裂构造减弱, 裂隙构造特别是网脉状裂隙相应增强。各种构造的产状及空间展布的组合特征,

表明它们是不同的时期、不同方式构造活动的遗迹，与矿床的形成，发展有一定的联系。

1) 褶皱

矿区及外围火山岩地层产状平缓，走向北东 $20^{\circ} \sim 40^{\circ}$ ，向西北倾斜，倾角 $10^{\circ} \sim 15^{\circ}$ ，总体构成一向西北倾斜的单斜构造，局部地层产状略有变化，使单斜构造进一步复杂。

矿区中南部存在一个隆起，隆起处直接出露砖桥组地层，向外分布双庙组地层，向深部呈穹状。

2) 断裂

矿区紧靠郯庐断裂带东侧，断裂构造发育，主要有北东、北北东、北西、北北西、南北、北东东共六组，以前四组为主。这些断裂多发生在成矿以后，具多次活动和反复改造现象，延伸不大，除少数大型断裂（ F_{001} 、 F_{201} ）切割矿体外，大部分消失于砖桥组下部凝灰岩之上。矿体被切割部位，常见角砾状矿石，并伴随碳酸盐化和赤铁矿化等蚀变。

a) 北东向断裂

F_{001} （罗河-缺口断裂）为一区域性断裂，是矿区内规模最大的断裂，隐伏于矿区西部杨湾组之下，该断裂活动期较长，不仅是庐枞盆地西侧边界，同时控制拗陷区形态、岩浆喷发顺序及演化格局。断裂走向北东 $40^{\circ} \sim 50^{\circ}$ ，倾向南东，倾角 $60^{\circ} \sim 80^{\circ}$ 。该断裂已为钻探所揭露，由 6 条~7 条平行断层组成的复杂断裂带，总宽 50m~150m。在矿区西部切割火山岩层及矿体；断裂东南盘之砖桥组及双庙组地层，沿断裂面向北西上冲 250m 左右，铁矿体错断间距 100m。

b) 北北东向断裂

包含断裂 $F_{101} \sim F_{112}$ ，共 12 条。该组断裂走向北东 $10^{\circ} \sim 30^{\circ}$ ，侵向南东为主，倾角 $45^{\circ} \sim 85^{\circ}$ 。单一断裂长 200m~2000m，破碎带宽 1m~16m。断层普遍具压扭性构造及扭裂构造面，在平面上西盘向南错动，多数断距

5m~15m。

c) 北西向断裂组

包含断裂 $F_{201} \sim F_{206}$ 共 6 条，分布于矿区西南部庙前至大包庄（ $F_{201} \sim F_{203}$ ）及东北部的洪家屋至刘院一带（ $F_{204} \sim F_{206}$ ），走向北西 $310^\circ \sim 330^\circ$ 。西南部断裂向南西倾斜，倾角 $60^\circ \sim 85^\circ$ ；东北部断裂主要倾向北东，倾角 $60^\circ \sim 80^\circ$ 。单一断裂长 300m~1800m，破碎带宽 1m~16m，上盘相对下落 2m~100m。

F_{201} （东包断裂）是本组最大断裂，断裂带自矿区西部向东南至大包庄矿区，以 $300^\circ \sim 320^\circ$ 折线状延伸长达数千米，倾向南西，倾角 $60^\circ \sim 70^\circ$ ，破碎带宽 2m~16m。该断裂前后有二次活动，在东岳庙至张院一线，断裂西盘之双庙组下段岩层向南东平错 720m，晚期则以相反方向平错了白垩统杨湾组达 260m。剖面上倾斜视距一般 30m~85m，至大包庄矿区断裂规模及断距均变小。断裂具先张后压的特征，断层效应以上盘下降为主要形式，ZK1011 孔于埋深 123m~169m 处见带宽 15.5m，中间为松散状张性构造角砾岩，两侧为片状构造糜棱岩，擦痕倾向南东，倾伏角 $60^\circ \sim 70^\circ$ ，与早期地层平错方向吻合。

d) 北北西向断裂组

分布在矿区西南部陈家山、北部洪家屋、西南部刘院、东部朱桥等地（ $F_{301} \sim F_{309}$ ）。断裂呈南西-北西 330° 折线状延伸，长达 500m~1500m，破碎带宽 1m~10m，断裂内部的破碎角砾常被硅质、碳酸盐矿物及成矿后硬石膏胶结，并常显充填正长细晶岩及安山玢岩脉，本组断裂具有张扭性质。

e) 近南北向及北东东向断裂组

近南北向断裂（ $F_{401} \sim F_{407}$ ）及北东东向断裂（ $F_{501} \sim F_{503}$ ），零星分布于矿区西南芝麻山及矿区东南东边洼、朱桥等地。前者呈折线状，充填岩脉早期显张性特点，后者为压扭性劈理带。

根据断裂与地层的错断可知，北东向断裂较早，北北东向次之，北西向

较晚，均为成矿后断裂。

（3）岩浆岩

矿区岩浆活动强烈，岩浆活动集中发生在燕山期，具有多期次的特点。火山岩主要为砖桥组和双庙组熔岩及碎屑岩，熔岩主要有粗安岩、黑云母粗安岩、辉石粗安岩、含杏仁体粗安岩等。碎屑岩有火山角砾岩、角砾凝灰岩、沉凝灰岩、凝灰质粉砂岩等。侵入岩主要以正长斑岩、细晶正长岩、安山玢岩、辉绿玢岩等脉岩为主。

2.3.2 水文地质概况

矿区内地表水体以池塘为主，仅有三条河床窄浅弯曲的小溪。西南部的小溪略宽，达 10m~15m，河床底部切露基岩；西部小溪宽度 5m~10m，河床内仅见窄而薄的含砾细砂土；东部小溪宽度 5m 左右。前两条小溪分别由东而西和由北而南汇入罗昌河，后一条则由南而北流入黄泥河。小溪为无源之水，完全受降雨控制，雨期水满，旱期干涸。矿区东部有小型朱桥水库，张院水库有较长的引水渠道通过矿区东部。矿区周边虽然有多处水塘，但地表风化残坡积的粉质粘土分布广泛，使其与基岩地下水没有水力联系，对矿坑充水影响不大。

（1）区域水文地质条件

区域含水层有第四系全新统孔隙含水岩组、下白垩统（K₁）碎屑岩及火山岩类裂隙含水岩组以及岩浆岩（侵入岩）类裂隙含水岩组等。

1) 第四系全新统孔隙含水岩组

岩性主要为粘土、亚粘土，厚度一般为 5m~7m。含孔隙潜水，单位涌水量 0.0036~0.51L/（s·m），渗透系数 0.0232m/d。

2) 白垩系下统杨湾组红色砂砾岩

分布在矿区西部和西北部，厚度大于 40m，含裂隙-孔隙潜水。单位涌水量 0.0021L/（s·m）~0.085L/（s·m），渗透系数 0.006224m/d。

3) 白垩系下统火山岩

①浮山组粗面质火山碎屑岩及黑云母粗面岩，厚度大于 60m，零星分布在矿区东部和南部，浅部风化带含裂隙潜水，单位涌水量 $0.034\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m}) \sim 0.042\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m})$ ，渗透系数 $0.1246\text{m}/\text{d}$ 。

②双庙组粗安岩和火山碎屑岩，厚度大于 100m，含微弱裂隙潜水，单位涌水量 $0.0011\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m}) \sim 0.0095\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m})$ ，渗透系数 $0.0008825\text{m}/\text{d} \sim 0.003058\text{m}/\text{d}$ 。

③砖桥组粗安岩及火山碎屑岩，厚度大于 840m，含微弱裂隙潜水，单位涌水量 $0.0012\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m}) \sim 0.0095\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m})$ ，渗透系数 $0.0003745\text{m}/\text{d} \sim 0.003367\text{m}/\text{d}$ 。

4) 岩浆岩（侵入岩）裂隙含水岩组

岩性主要有正长斑岩脉、安山玢岩脉、粗安斑岩、二长斑岩脉。该层渗透性很弱，水量贫乏，单孔涌水量一般小于 $2\text{m}^3/\text{h}$ 。常构成相对隔水层。

（2）矿区水文地质条件

1) 矿区主要含（隔）水层特征

矿区划分为松散岩类孔隙含水岩组和碎屑岩、熔岩含水岩组、次生石英岩类含水岩层、矿体顶底板不含水岩层。除次生石英岩类含水层外，其它含水层富水性弱。

①含水岩层（次生石英岩类孔洞-裂隙承压水）

次生石英岩类孔洞-裂隙承压水是矿床的主要含水岩层。岩性主要为次生石英岩、角砾状黄铁矿化次生石英岩、水云母化高岭石化次生石英岩和少部分硅化凝灰岩。它的分布范围基本与矿体分布范围一致，约略大于矿体范围。该层顶板平均标高-260.34m，底板平均标高-345.18m。含水层层位稳定，分支复合现象明显。厚度变化大，最薄处只有 4.37m，最厚处达 245.63m，平均厚度 67.49m。该层裂隙较发育，一般细小，由碳酸盐及硬石膏充填。岩心破碎，孔洞发育，形态有针孔状、蜂窝状、碎渣状等。针孔状孔洞细小，只有 $0.5\text{mm} \sim 1.0\text{mm}$ 。蜂窝状、碎渣状孔洞密集且较大，孔径一般 $1\text{cm} \sim$

3cm，洞内充填物有次生的石英晶簇、碳酸盐、硬石膏、黄铁矿等，并见这些充填物被地下水冲刷的痕迹。据对孔洞测定，发育段孔洞率为 4.0%～11.1%，而一般发育段为 1.7%～2.9%，全矿床平均孔洞率为 5.86%。

该含水层几乎处于封闭状态，具有一定承压性。在矿床西部地势低洼处涌出孔口，涌出地面高度初期可达 14.12m（ZK15）。该层静水压力可高出含水层顶板 140m～520m。

该含水层富水性不均一。据岩心观测，矿床存在局部富水性弱的地段（如 ZK53、ZK1102、ZK194 等）。据各孔抽水试验结果，水量最大的 ZK03-1，其单位涌水量为 $0.414\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m}) \sim 0.568\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m})$ ，平均渗透系数 1.127m/d ；水量最小的 ZK916，平均渗透系数 0.014033m/d ，它们间的渗透性可相差上百倍。矿区内主要富水地段分布在 ZK03-1、ZK19 及 ZK1712、ZK176 两个部位，这与该部位的孔洞和裂隙发育相吻合。该含水层导水也有各向异性，在矿床南西部位钻孔抽水时，影响最明显的方向为矿床北东部位，反之在北东部位抽水时，影响最明显的方向为南西部位。

②弱含水岩层

松散岩类孔隙含水岩组由粉质粘土、粘土组成，下部夹有少量碎石。厚度 0m～20m，分布广泛。含孔隙潜水，水量微弱。

杨湾组（ K_{ly} ）岩性主要为紫红色粉砂岩夹沙砾石透镜体，厚度 40m～70m，含微弱裂隙、孔隙潜水，单位涌水量 $0.00206\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m})$ ，渗透系数 0.006224m/d ，水位标高约 15.00m。

双庙组（ K_{sh} ）岩性主要为上粗安岩段的粗斑粗安岩、橄榄辉石安山岩、凝灰岩段的细火山角砾岩、凝灰质粉砂岩等，厚度 5.50m～291.00m，裂隙较发育，水位标高约 16.61m，单位涌水量为 $0.003\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m})$ ，渗透系数为 0.008825m/d 。

砖桥组（ K_{zh} ）粗安岩类裂隙含水层，岩性主要为辉石粗安岩、黑云母粗安岩、杏仁状粗安岩及其下部少量的泥化粗安岩，厚度由南向北、由东向

西逐渐增厚，厚度 100m~300m。该岩层含水微弱且不均匀，水位平均标高 31.63m，单位涌水量 $0.0012\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m}) \sim 0.0095\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m})$ ，渗透系数 $0.0003745\text{m/d} \sim 0.003367\text{m/d}$ 。

③相对隔水岩层（砖桥组凝灰岩类）

砖桥组凝灰岩类主要岩性为凝灰质粉砂岩、角砾凝灰岩、蚀变凝灰岩及蚀变后的水云母、高岭石等，平均厚度约 50m。该岩层裂隙细小闭合，且被碳酸盐、水云母及少量硬石膏充填，一般可以认定为一相对隔水层。在矿床范围内，对其上部粗安岩类和下部次生石英岩类之间水力联系起了一定阻水作用。

④矿体顶底板不含水岩层

此层位于次生石英岩类主要含水层之下，包括铁矿体及其顶底板的硬石膏、高岭石岩、硬石膏岩、膏辉岩、碱性长石岩等蚀变岩石。岩性一般为坚硬致密或蚀变强烈、泥化程度较高的不含水体。裂隙不发育，最大单位涌水量 $0.000036\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m})$ ，最大渗透系数 0.0000156m/d ，此层含水性微弱。

矿体一般距含水层底板较远，不受直接影响。但当矿体直接与次生石英岩类含水层相接触后或有断裂沟通时，矿体受含水层影响也含少量水。

2) 矿区断裂构造及其富水特征

罗河矿区断裂构造比较发育，大小有 38 条，按其走向可分为北东、北北东、北西、北北西、南北、北东东六组。其中规模和影响较大的为北东向的 F_{001} 和北西向的 F_{201} 断裂，均为阻水断层。除大型断裂（ F_{001} 、 F_{201} ）切割矿体外，大部分消失于砖桥组下部凝灰岩隔水层之上。对东区开采有影响的断裂只有 F_{106} 、 F_{204} 、 F_{205} 、 F_{206} 等 4 条断层，断层内一般均充填岩脉，基本不透水。

①北东向断裂主要以 F_{001} （罗河—缺口断裂）为主，是一条区域性断裂，也是矿区发育的最大一条断裂，隐伏于矿区西北部。走向北东，倾向南东，倾角 $50^\circ \sim 80^\circ$ ，断距可达 250m。断层破碎带宽达 50m~150m，由上而下

逐渐变窄，断层角砾大多为粗安岩，呈棱角或半棱角状，有的呈糜棱状，被泥质胶结或碳酸盐脉充填，属压扭性断层。它阻断了次生石英岩类向北西方向延伸。单位涌水量为 $0.0065\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m})$ ，渗透系数 0.00515m/d 。含微弱裂隙水，对次生石英岩类起了切断阻水的作用，但其渗透系数与粗安岩类相似，可认为断层对粗安岩类起不到隔水作用。

②北北东向断裂共 12 条，分布广泛，走向北东 $10^\circ \sim 30^\circ$ ，倾向南东，倾角 $45^\circ \sim 85^\circ$ 。长度 $200\text{m} \sim 2000\text{m}$ ，破碎带宽 $1\text{m} \sim 6\text{m}$ ，断距 $5\text{m} \sim 15\text{m}$ 。普遍具压扭性构造及扭裂构造面。

③北西向断裂共 6 条，分布在西南及东北。最大的断裂为 F_{201} （东包断裂），此断裂稍晚于罗河一缺口断裂。走向 $310^\circ \sim 330^\circ$ ，倾向南西，倾角 $60^\circ \sim 70^\circ$ 。断层破碎带宽 $10\text{m} \sim 20\text{m}$ ，断距 $60\text{m} \sim 207\text{m}$ 左右。断层角砾成分复杂，有粗安岩，次生石英岩等，角砾呈棱角状或次圆状，大小 $1\text{cm} \sim 15\text{cm}$ ，胶结较好，一般由泥质及碳酸盐脉充填胶结。表现为先张后压扭的特性。断层上下段透水性不一、水力联系较差，上段单位涌水量为 $0.000136\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m})$ ，渗透系数 0.00047m/d ；下段单位涌水量为 $0.000171\text{L}/(\text{s} \cdot \text{m})$ ，渗透系数 0.0127m/d 。另据 ZK09 抽水试验时，对断层另一侧的 ZK03-1、ZK19、ZK56、ZK99、ZK1712、ZK1714、ZK135、ZK55、ZK1312、ZK66、ZK15 等 11 孔不同层位水位及断层上部 ZK011 的水位观测均无影响说明此断层也起了一定的阻水作用。

④北北西向断裂分布在矿区南部，走向北东 $10^\circ \sim 30^\circ$ ，长度 $500\text{m} \sim 1500\text{m}$ ，破碎带宽 $1\text{m} \sim 10\text{m}$ ，断距 $5\text{m} \sim 15\text{m}$ ，属张扭性。

⑤近南北向及北东东向断裂零星分布于矿区，前者呈张性特点，后者为压扭性。

⑦其它规模较小的断裂它延伸较短，破碎带也很小，多为压扭性的，对矿床充水意义不大。

3) 地下水补径排条件

区内地下水的主要补给来源是大气降水，其次是地表水。粗安岩类裂隙潜水主要由裸露地表的基岩直接受降雨渗透补给，部分接受第四系粉土夹碎石坡积孔隙含水层垂直渗透补给。

次生石英岩类含水层埋藏于粗安岩类之下，又为 F₀₀₁、F₂₀₁、F₃₀₁ 等压扭性阻水断裂所切割，使含水层处于封闭状态，因此，构造条件决定了补给的局限性。多年动态观测资料表明，次生石英岩的孔洞-裂隙水的水位有逐年下降。抽水试验时主孔及所影响的观测孔的水位，长期恢复不到抽水前的水位。这些充分说明地下水补给贫乏，消耗静储量特征明显。地下水有微弱补给，但补给极其缓慢，雨后数月水位才有反应。主要含水层地下水的补给途径，主要靠弱导水断裂和裂隙的少量渗透及南东侧粗安岩类数量有限的侧向补给，区内泉水稀少，地下水虽仍以地下径流向南西流动，但异常缓慢，几近停滞状态。

4) 矿坑充水因素分析

从区域及矿区水文地质条件的分析可知，矿体间接顶板次生石英岩的孔洞裂隙承压水是矿坑充水的主要来源，但动储量补给不足，以静储量为主。上覆岩层风化带的裂隙潜水和侧向的粗安岩类裂隙潜水则是矿坑充水的次要来源。矿体及顶板岩石不含水，矿体与次生石英岩含水层之间大部分被高岭土化、泥化所隔。在个别地段两者之间相接，或被破碎带联通。在自然条件下，矿区内及其外围地表水体对矿坑充水影响不大。

5) 矿坑涌水量预测

罗河铁矿采用充填法开采，二期工程新增开采范围主要为-620m 以下矿体，-620m 以上的涌水通过-620m 中段水泵房排出。-620m 以下涌水通过-830m 中段水泵房排出。矿体由于深度大，地表水对矿坑涌水的影响忽略不计。因此，涌水量只计算地下水涌水量。矿体间接顶板次生石英岩的孔洞-裂隙承压水是矿坑的主要充水水源，以静储量为主，上覆盖层裂隙带的潜水和侧向粗安岩类裂隙潜水则是矿坑充水的次要来源，以动流量为主。

由于次生石英岩的孔洞裂隙承压水是以静储量为主，而上覆盖层裂隙带的潜水和侧向粗安岩类裂隙潜水以动流量为主，因此，未来采场的地下水动流量主要为粗安岩类裂隙潜水的涌水量。

中段涌水量

中段	动储量	静储量疏干量 (按10年疏干)	静储量疏干量 (按5年疏干)	正常涌水量 (按10年疏干)	最大涌水量 (按10年疏干)	正常涌水量 (按5年疏干)	最大涌水量 (按5年疏干)
-620m	3945	4048	8096	8000	15000	12000	22000
-830m	3945	0	0	4000	8000	400	8000

(3) 矿区水文地质特征

矿区内地表水体主要以水塘为主，矿区内有 3 条溪流，西南部溪流宽 5m~10m，东部溪流宽 5m，这两条溪流分别由东向西和由北东向南汇入罗昌河，雨季流量 0.067m³/s，后一条溪流由南向北流入黄泥河，雨季流量 0.069m³/s。

罗河铁矿床附近无大的地表水体，岩层透水性弱，补给有限。主要充水含水层为矿体间接顶板次生石英岩的孔洞-裂隙承压水含水层，其富水性中等，以静储量为主，易于疏干；矿体及其顶板岩石不含水，矿体与次生石英岩含水层之间大部分被高岭石化、泥化所隔。矿床水文地质条件属中等类型。

2.3.3 工程地质概况

(1) 工程地质岩组特征

根据地层岩性特征及物理力学性质，将本矿床岩土体划分为三个工程地质岩组：

1) 松散岩岩组（I）

松散结构。岩性主要为粉质粘土、粘土夹碎石等，厚度0m~20m，分布较广泛。可塑~硬塑，属中等压缩性土。

2) 风化岩岩组（II）

团块~碎裂结构。岩性包括粗安岩、火山角砾岩、凝灰质粉砂岩、角砾凝灰岩等。风化带埋深1.70m~96.27m，顶板标高在73.67m~-56.83m。风化

裂隙、节理发育，多呈网状，岩石普遍具高岭石化、水云母化，岩心破碎，岩石力学强度低，岩体完整性差，岩石质量劣。

3) 火山岩类岩组（III）按岩性自上而下分别为：

①复屑凝灰岩

主要由细火山角砾岩及少量凝灰质粉砂岩等组成。裂隙不发育，岩心一般尚完整，由于岩石结构和胶结不同，岩性软硬不够均一。岩块抗压强度 26.46MPa~61.74MPa，内聚力 1.27MPa~3.92MPa，内摩擦角 $53^{\circ} \sim 56^{\circ}$ ，抗拉强度 1.176MPa~1.372MPa。

②上部粗安岩

分布广泛，厚度由东至西 100m~314m，底板平均标高 -155m，主要由辉石粗安岩、粗安岩、黑云母粗安岩，杏仁状粗安岩等组成，一般较致密坚硬。200m 以上裂隙较发育，以倾角 $45^{\circ} \sim 60^{\circ}$ 、 $70^{\circ} \sim 85^{\circ}$ 二组为主，由碳酸盐脉充填。

岩块抗压强度 49.00MPa~98.98MPa，内聚力 2.35MPa~13.23MPa，内摩擦角 $51^{\circ} \sim 54^{\circ}$ ，抗拉强度 1.176MPa~6.762MPa。

③凝灰岩

位于粗安岩之下，底板平均标高 -260m。主要由凝灰岩、凝灰质粉砂岩和粉砂质凝灰岩，含砾凝灰岩等组成。质地较软，裂隙少且以陡倾角为主，由碳酸盐、硬石膏脉等充填。岩石大部分均受水云母化，高岭石化，绿泥石化等影响，致使岩石结构普遍变松软，强度降低，钻进过程中常发生坍塌和缩径现象。岩心虽完整，但经过 10d~20d 后，绝大部分自形解体呈土状或碎块状。厚度 10m~80m 不等，最大可达 100m。

岩块抗压强度 28.42MPa~68.60MPa，内聚力 1.176MPa~5.39MPa，内摩擦角 $54^{\circ} \sim 59^{\circ}$ ，抗拉强度 0.392MPa~1.960MPa。

④次生石英岩

分布于凝灰岩段之下，在 0 线、1 线、9 线、13 线附近直接与矿体接触，

由东至西增厚，呈分支复合现象，底板平均标高-345m。厚度10m~100m不等，平均厚度67m左右。主要由乳白色及褐灰色的次生石英岩及少量黄铁矿化、高岭石化、水云母化等次生石英岩组成。岩性一般致密硬脆，孔洞分布较普遍，孔隙率达4~11。岩石受构造影响明显，呈角砾状、碎裂状，裂隙以倾角70°~80°、近水平和网状为主，被后期石膏、黄铁矿及少量碳酸盐类充填。胶结不紧密。

岩块抗压强度82.32MPa~150.92MPa，内聚力11.76MPa~21.56MPa，内摩擦角51°~58°，抗拉强度3.234MPa~9.114MPa。

⑤下部蚀变粗安岩

该段为矿体顶板，由东至西底板标高在-410m~-620m以上。主要由水云母化、高岭石化蚀变粗安岩，水云母，高岭石岩及部分膏辉岩，碱性长石岩，硬石膏次生石英岩组成。个别地段裂隙发育，多为硬石膏充填。岩性一般致密，但由于局部受水云母化、高岭石化、碳酸盐化等影响，强度不高，岩石松软破碎，在钻进中常见坍塌现象。

岩石力学强度变化较大。岩块抗压强度35.28MPa~193.06MPa，内聚力4.41MPa~16.66MPa，内摩擦角48°~63°，抗拉强度1.764MPa~7.546MPa。

⑥矿体及底板

矿体由东至西底板标高一般在-500m~-690m以下，厚度起伏变化较大，主要由块状、粒状、花斑状等磁铁矿组成，其中夹少量膏辉岩、碱性长石岩。岩性一般致密坚硬，裂隙不发育，岩矿心除局部受蚀变及构造影响破碎外，一般完整。岩块抗压强度130.34MPa~163.66MPa，内聚力10.78MPa~16.66MPa，内摩擦角54°~59°，抗拉强度5.096MPa~8.330MPa。

矿层底板一般由较致密坚硬的碱性长石岩、膏辉岩等组成。裂隙不发育，岩心完整。岩块抗压强度75.56MPa~152.98MPa，内聚力5.39MPa~13.72MPa，内摩擦角52°~54°，抗拉强度1.862MPa~6.076MPa。

(2) 岩体结构特征

矿山在生产过程中，根据矿床岩体的岩性、结构、风化程度将矿体围岩划分成不同的工程地质岩组，各岩组的岩体结构类型及特征见表2.3-1。

表 2.3-1 岩体结构特征一览表

岩组名称	岩体结构	特征
第四系岩组	散体结构	主要由粘性土、少量砂和砾石、岩石碎块等组成，分布广泛。厚度0~20m。
粗安岩岩组	块状结构	岩心较完整，多呈短柱状~长柱状，局部裂隙发育。岩石强度较高。
凝灰岩岩组	块状结构	总体完整，局部岩石较破碎，裂隙不发育。粉砂岩段岩石较差。
次石英岩岩组	块状结构	岩性一般致密硬脆，局部呈碎块状，裂隙发育。
硬石膏矿岩组	块状结构	岩心较完整，多呈短柱状~长柱状，裂隙不发育。岩石较坚硬。
蚀变粗安岩（矿体顶板）岩组	块状结构	岩体坚硬、致密，强度变化大，局部破碎。
矿石岩组	块状结构	坚硬、致密，强度高。裂隙不发育。
蚀变粗安岩（矿体底板）岩组	块状结构	岩心完整，强度高，裂隙不发育。

（3）岩石物理力学

矿山进行了主井、副井、进风井及回风井的工程地质勘探工作，进行了大量的岩体物理力学性质试验，分析结果见下表2.3-2。

表2.3-2 岩石物理力学试验成果表

岩石名称	容重 (kN/m ³)	干燥抗压 强度 (MPa)	抗拉强度 (MPa)	内聚力 (MPa)	内摩擦角 (°)
复屑细火山角砾岩	23.4	28.5	1.20	1.6	54.5
凝灰质粉砂岩	25.1	63.0	1.40	4.0	56.0
粗安岩段	24.6	58.5	2.35	5.7	54.0
凝灰岩段	25.3	49.4	1.47	3.6	56.2
高岭土石英岩	26.4	85.5	5.15	13.5	53.5
次石英岩	27.3	118.7	7.37	16.7	58.7
硬石膏矿	30.2	47.5	1.85	5.4	55.5
膏辉岩	31.2	144.0	6.50	17.0	60.0
碱性长石岩	28.5	180.8	5.10	11.8	59.0
蚀变粗安岩（矿体顶板）	25.0	49.2	3.43	7.4	50.5
矿体	37.0	148.6	6.43	14.0	57.3
蚀变粗安岩（矿体底板）	28.4	120.8	4.35	9.6	53.5

（4）工程地质条件

据现已施工的井筒工程地质勘察情况看，1#、2#主井、1#副井、措施井、1#进风井以及 1#和 2#回风井，均未发现较大的不良工程现象，岩体完整性较好，只有个别岩层岩石破碎，稳定性较差，岩石硬度较低。

根据开拓工程揭露，矿体内部岩性包括磁铁矿、膏辉岩、碱性长石岩，岩石较致密坚硬，裂隙不发育，岩石稳定性较好。只有局部发育高岭石化、绿泥石化等蚀变，导致岩石比较松软，主要在矿区靠近西侧，开拓工程和采场比较偏上部混合矿层，岩石蚀变较强，具高岭石化、硅化，裂隙较发育，孔洞发育，坑道掘进过程中容易产生超挖现象。主要支护措施为挂网、表面喷浆、锚杆支护。目前矿山生产过程中未发现冒落、片帮、掉顶等不良工程地质问题。

本矿床岩（矿）层虽多属较坚硬-坚硬岩石，但在矿层顶底板的部分地段岩心破碎，泥化蚀变较发育，加之地质构造较为复杂，矿床工程地质条件属于中等类型。

根据安徽省地质矿产勘查局327地质队2018年编制的《安徽省庐江县罗河矿区铁矿资源储量核实报告》，该报告采用的勘查工程布置原则及勘探网度合理，钻探工程、地质勘查工程测量、地质填图等工作符合规范要求，岩心采取率合格，样品的基本分析、组合分析等均符合相关规范的要求，矿床的勘查工作达到了勘探的深度。

2.3.4 矿床地质概况

罗河铁矿属大型高磷高硫含钒磁铁矿及中型硫铁矿（部分矿体伴生铜）、大型硬石膏矿组成的多矿种隐伏矿床。主要圈定三类矿体即铁矿体、硫铁矿体、硬石膏矿体，其中铁矿体中共生条带状铁硫混合矿夹层。矿体呈似层状、平缓透镜状，整体形态层平缓穹隆状，富、厚铁矿多产于四周，中间以浸染状贫铁矿为主；硫铁矿体紧邻铁矿体，分散产于铁矿体上方，硬石膏呈覆盖状位于穹隆顶部。

（1）矿体特征

核实报告共圈定铁矿体 11 个，编号为 I~XI，其中 I、II 号矿体为主要矿体，占铁矿资源总量的 93.56%。铁矿体赋存标高-367m~-847m，东浅西深，总体倾伏向 SWW，倾伏角 $3^{\circ} \sim 12^{\circ}$ 。I 号矿体水平投影形状呈近似椭圆状平缓产于矿床深部，II 号矿体呈半环状产于 I 号矿体下方，其它矿体呈不规则状展布于 I 号矿体上方。矿体的主要赋矿围岩为膏辉岩、膏辉岩化粗安岩，碱性长石岩等。

1) I 号矿体特征

I 号矿体为矿区最大规模矿体，占铁矿资源总量的 80.57%。矿体走向 NEE，沿走向长大于 2km，倾向最长达 1.45km。矿体赋存标高-367m~-744m，矿体总体上向南西西倾伏，埋深东浅西深，局部有起伏，倾伏角 10° 。厚度 1.90m~115.38m，平均 44.16m，厚度变化系数 65%。TFe 平均品位 38.80%，品位变化系数 16.10%。I 号矿体平面形态为环状或半环状。该矿体资源主要集中在西部和北部地区，呈透镜状和厚层状，南部多为中薄矿层，矿体中心地带多为薄层状或出现无矿天窗。

I 号矿体的主要赋矿围岩为膏辉岩、膏辉岩化粗安岩，碱性长石岩等，整体层位属于砖桥组火山岩，发育了强烈的硬石膏化、透辉石化、碱性长石化等蚀变。矿体内部结构较为复杂，主要以平行缓倾斜的块状大脉、不同倾向和倾角的网状和浸染状三种矿石类型组合而成。在大脉中，局部可见膏辉岩、辉石碱性长石岩角砾。网脉状，脉石角砾较多。品位高的矿石的构造多为块状、稠密浸染状及花斑状，其次为网脉状和浸染状，低品位的矿石的构造则多为稀疏的脉状或浸染状。矿体边界整体呈渐变关系。夹石岩性为膏辉岩或碱性长石岩，矿体的顶底板也为膏辉岩、碱性长石岩。

2) II 号矿体特征

II 号矿体为矿床最底部的矿体，占铁矿资源总量的 12.97%。矿体赋存标高-533m~-847m。东部高、西部低，底板高差 244m，顶板高差 213m，

矿体走向 NEE，东高西低，向南西西方向倾伏，倾伏角 10° 。矿体平面投影呈半环状，开口于南东部，中部为无矿带。矿体形态为透镜状、似层状，空间分布连续性差，9 线以东以似层状为主，以西则呈透镜～似层状形态。矿体由多层矿层紧密靠近组合而成，厚度 2m～86.37m，单层最厚 58.96m。

II 号铁矿体与 I 号矿体的赋存层位基本一致，赋矿围岩主要为膏辉岩化粗安岩、膏辉岩、碱性长石岩。矿体的内部结构与 I 号矿体基本相同。夹石的岩性为辉石碱性长石岩和膏辉岩。矿体的顶底板也为膏辉岩、碱性长石岩。

3) 硫铁矿体

核实报告共圈定 13 个硫铁矿体，编号为 I S～X IIS，其中 II S、IIIS、VIIS 矿体规模最大，占硫铁矿资源总量的 59%。硫铁矿体形态多呈似层状、透镜状等。II S 占硫铁矿资源总量的 26%，为规模最大、伴生铜最多的硫铁矿体，分布于 2 线～5 线间，紧邻 I 号铁矿体，矿体整体倾向 SW，赋存标高 -555m～-738m。IIIS 矿体占硫铁矿资源总量的，位于 2 线～13 线间，与 I 号铁矿体南段上层矿体互层；矿体整体倾向 SW，形态为不规则层状。矿体在平面上呈长条状，长 1288m，宽 260m～678m；赋存标高 -446m～-652m。

VIIS 矿体占硫铁矿资源总量的，为主要的含铜硫铁矿体；位于 7 线～19 线间，赋存标高 -392～-521m，矿体上部与下部分别与 I 铁矿体、VII 铁矿体相连。

(2) 矿石质量

1) 矿石矿物成分

铁矿石：

铁矿石矿物成分较复杂，主要为磁铁矿，其次为赤铁矿（假象赤铁矿）、黄铁矿、黄铜矿、菱铁矿等，其余均为少量或微量。磁铁矿是铁矿体中最主要的矿石矿物，按结构可分为浸染状、脉状（网脉状）和角砾状三种。浸染状磁铁矿为交代成因，矿物结构多为细粒半自形至它形晶，与脉石矿物成浸染状构造、稠密浸染状构造和筛状变晶结构；脉状磁铁矿均为充填成矿作用

形成，其与脉石矿物接触界线截然，磁铁矿脉常与透辉石、硬石膏、方解石、钾长石，和少量石英等脉石矿物共同产出，脉状磁铁矿的结构主要为它形粒状结构，脉状的磁铁矿常氧化成赤铁矿（假象赤铁矿）；角砾状磁铁矿含量较少，角砾由磁铁矿构成，具棱角状、次棱角状。

硫铁矿石：

硫铁矿体中矿石矿物成分较简单，主要为黄铁矿，次为黄铜矿，另有少量或微量的磁黄铁矿、斑铜矿、方铅矿、闪锌矿、黝铜矿等。构成硫铁矿体的黄铁矿明显要晚于磁铁矿和赤铁矿，既可交代它们形成假象，也可与硬石膏连生形成硬石膏硫铁矿矿石或在上部形成石英-高岭石-硫铁矿矿石。形成磁、赤铁矿假象的黄铁矿，多呈自形-半自形，以立方体为主，粒度 0.1mm~0.5mm。产于硬石膏硫铁矿矿石中的黄铁矿，一般粒度大而自形好，形成格架状。产于石英-高岭石-硫铁矿矿石中的黄铁矿多呈稀疏或稠密浸染状，多为五角十二面体。

2) 矿石化学成分

铁矿石化学成分：

铁矿体中主要有用元素为 Fe，伴生 Ss、V₂O₅、P 等可综合利用的元素。TFe 含量 2.10%~67.70%，平均品位 38.32%。矿床详细勘探期间未对 mFe 做基本分析，铁矿体中 mFe 由上至下呈增高趋势，III~VIII 号铁矿体磁性占有率 44.5%，I 铁矿体磁性占有率 70.3%，II 铁矿体磁性占有率 77.7%。铁矿体 S 含量不均匀，一般 0.25%~41.60%，平均品位 7.31%，Ss 含量 0.03%~36.30%，平均品位 4.48%。P 只存在于磷灰石，磷灰石分布不均匀，铁矿体 P 含量变化大，上部矿石中 P 含量高于下部矿石，品位 0.001%~7.03%，平均 0.51%。V₂O₅ 主要富集在磁铁矿和赤铁矿内，未见钒矿的独立矿物，全矿区 V₂O₅ 平均含量 0.20%。Cu 在铁矿体中含量极少，普遍不均匀。

硫铁矿石化学成分：

硫铁矿主要有用组分为 Ss，其次为 Cu，伴生 Co、Au、Ag、Se、Te、

Ni。硫铁矿石中 Ss 含量 0.58%~44.02%，平均 15.58%；矿区含铜硫铁矿 Cu 含量 0.29%~0.93%，平均 0.36%。Co 含量 0.003%~0.062%，平均 0.026%。Ag 平均含量 8.0g/t，Au 平均含量 0.47g/t。Se、Te、Ni 平均含量分别为 0.017%、0.0069%、0.00043%。

（3）矿石结构

自形~半自形晶粒状结构：磁铁矿、黄铁矿等呈半自形晶粒状，少数黄铁矿呈自形晶粒状。为矿石主要结构类型，多见于脉状矿石中。

它形晶粒状结构：磁铁矿、黄铜矿颗粒呈不规则粒状，不具任何完好的晶面。为矿石主要结构类型，多见于浸染状矿石中。

筛状变晶（包含变晶）结构：磁铁矿呈细小的自形~半自形晶粒嵌布在粗晶硬石膏中，磁铁矿貌似“筛孔”，构成筛状变晶结构。为矿石次要结构类型。

交代假象结构：主要是磁铁矿被赤铁矿交代后仍保留磁铁矿晶形的一种结构，呈磁铁矿假象。主要见于浅部矿体中。

交代残余结构：矿床中指赤铁矿交代磁铁矿，在没有交代完全的情况下，残余一些岛屿状、不规则状磁铁矿。主要见于浅部矿体中。

乳滴状结构：细小的椭圆形、乳滴状黄铜矿分布于磁铁矿中,比较少见。

（4）矿石构造

矿石以块状构造、浸染状构造为主，次要有脉状（网脉状）构造和角砾状构造。

块状构造：磁铁矿含量占矿石总量的以上，呈致密块状，一般为稠密浸染矿石或粗脉状矿石。

浸染状构造：磁铁矿、黄铁矿、黄铜矿等呈星散状分布，粒径通常小于 2.0mm。

脉状、网脉状构造：磁铁矿、黄铁矿等与硬石膏、透辉石、石英等共生，呈脉状、网脉状分布。

角砾状构造：围岩破碎呈碎裂状、角砾状，被磁铁矿呈脉状胶结而成，或块状、稠密浸染状磁铁矿角砾为硬石膏、碳酸盐、硅质等所胶结。

（5）矿石类型

矿石自然类型：根据矿物组合与含量作为铁矿石自然类型划分的依据，将矿石划分为 5 个自然类型，其中以磁铁矿石为主，赤铁矿-磁铁矿石、赤铁矿石、黄铁矿-磁铁矿（赤铁矿）矿石、菱铁矿-磁铁矿（赤铁矿）矿石次之。

矿石工业类型：本矿区铁矿石以物相分析为依据，结合蚀变矿物物相的变化规律，将上部小矿体划分为赤铁矿为主的矿石类型，I 号、

II 号铁体磁铁矿占有率较高，属磁铁矿为主的矿石类型。

（6）围岩和夹石

矿体赋矿围岩同时也是矿体的顶底板，岩性主要为粗安岩、膏辉岩化粗安岩，碱性长石化粗安岩、碱性长石岩。围岩中可见磁铁矿化、黄铁矿化。矿体与围岩的界线不明显，多为渐变的过渡关系。

夹石岩性为膏辉岩、膏辉岩化粗安岩、辉石碱性长石岩、钠长石化粗安岩，共圈定夹石 58 个。夹石一般长 15m~377m，平均 72m，厚一般 2m~10.76m，平均 2.31m。TFe 含量 3.0%~25.27%，平均 16.18%。Ss 含量 0.02%~7.45%，平均含量 3.30%。

2.4 工程建设方案概况

2.4.1 矿山开采现状

罗河铁矿一期工程于 2007 年 9 月开工建设，设计生产能力为原矿 $300 \times 10^4 \text{t/a}$ ，2013 年底采选系统基本建成，2014 年 9 月通过安全验收并正式投产。根据《马钢矿业资源集团公司 2018 年~2022 年发展规划》罗河铁矿于 2020 年启动采选系统扩建工程，一期扩能工程已于 2023 年 11 月建成投产。

罗河铁矿一期主要开采-600m 以上采矿权范围内矿体。

（1）开采范围

矿区主要开采对象为矿权范围内铁矿、硫铁矿及硫、铁混合矿，矿区 8 线以东矿体主要赋存于 -440m~ -620m 标高，8 线以西矿体主要赋存于 -500m~ -800m 标高，以 8 号勘探线为界划分东、西采区，并以 -620m 标高为界分两期开采。一期工程以及一期扩能工程开采 -600m 水平以上矿体，矿山二期工程新增开采 -600m~ -847m 标高之间的矿体。一期工程开采东区 -600m 以上的矿体，开拓 -455m、-508m、-540m、-545m 和 -560m 共计 5 个水平，其中 -455m 水平为凿岩充填回风水平，-540m 为无轨出矿水平，-545m 为专用进风水平、-508m 为辅助水平，-560m 为有轨运输水平。

一期扩能工程开采全矿 -600m 以上的矿体，新增西区扩能基建。西区首采 -620m 中段，基建开拓 -540m、-600m 和 -620m 共计 3 个水平，其中 -540m 水平为凿岩充填回风水平，-600m 为无轨出矿水平，-620m 为有轨运输水平，各水平通过采区斜坡道连通。

（2）采矿方法

矿山目前采用垂直深孔阶段空场嗣后充填采矿法、中深孔空场嗣后充填采矿法和点柱式上向分层充填采矿法开采。

对于垂直厚度大于 35m 的矿体，采用垂直深孔阶段空场嗣后充填采矿法。对于垂直厚度在 15m~35m 之间和 -455m 以上距次生石英含水岩层较远的部分区域的矿体，采用中深孔空场嗣后充填采矿法。对于垂直厚度小于 15m 和 -455m 以上距次生石英含水岩层较近的部分区块的矿体采用点柱式上向分层充填法。

井下有 -455m、-508m、-540m、-560m、-600m、-620m 共 6 个中段。其中 -455m 为最上回风、凿岩硐室、充填水平；-540m 为主出矿和西区凿岩水平；-508m 水平布置了充填巷道、大直径深孔与中深孔出矿巷道、凿岩硐室等；-560m 为有轨运输水平，也是中央变电所、水仓、泵房布置水平；-600m 出矿水平；-620m 运输水平，也是中央变电所、水泵房、井下维修硐室、避灾硐室等布置水平；为了实现生产水平通风需要，在 -540m 主出矿水

平下方布置了-545m 主进风水平。东区主要回采的是-540m~-455m 之间的矿体，因矿体出现分枝复合现象，矿体变化较大，为适应矿体赋存状况和采矿方法需求，又设置了-526m 分段、-470m 分段、-426m 分段。

(3) 开拓系统

采用主井、副井+斜坡道开拓，设有 1#主井、2#主井、1#副井、辅助斜坡道、1#进风井、1#、2#回风井和措施井等主要井巷工程。一期扩能工程开拓系统纵投影示意图见图 2.4-1。

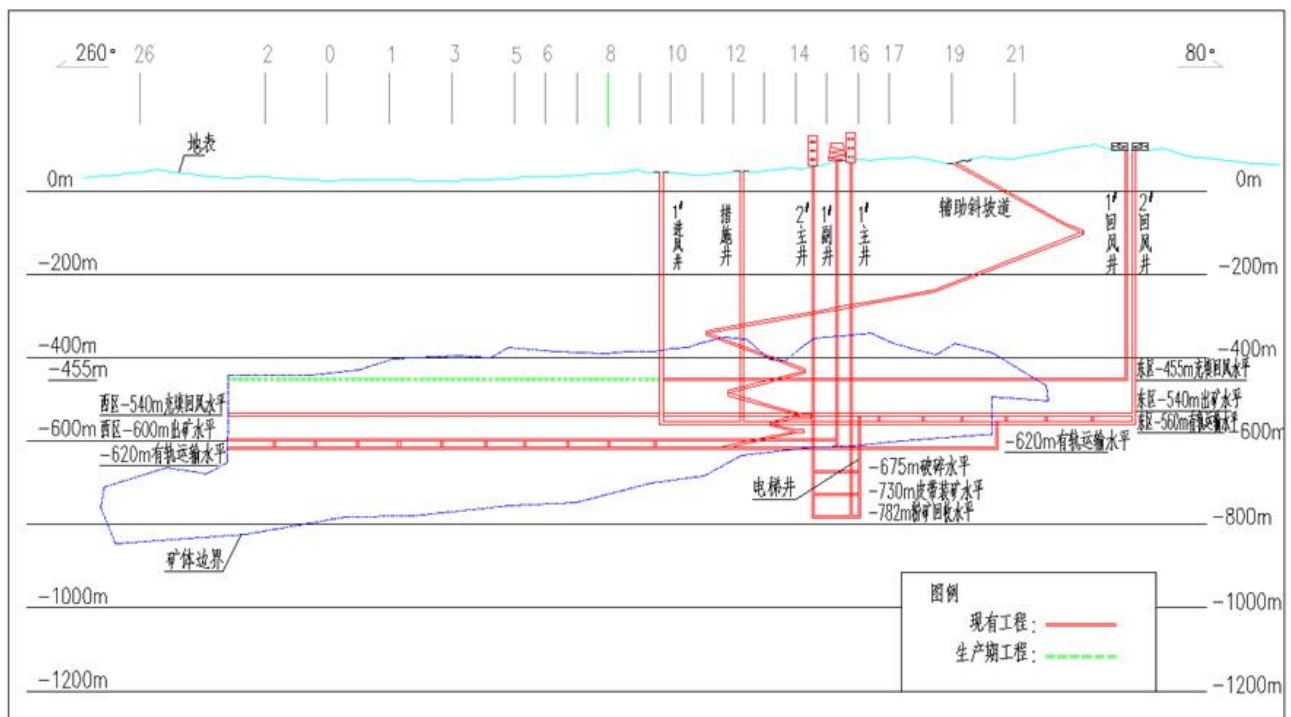


图 2.4-1 一期扩能工程开拓系统纵投影示意图

1) 1#主井和 2#主井

1#主井和 2#主井配置相同。井筒净直径 $\Phi 5.5\text{m}$ ，井口标高+43m，井底标高-782m，井深 825m。采用双箕斗提升，钢丝绳罐道，箕斗几何容积为 11.5m^3 ，箕斗自重 26.15t，载重 24t。提升机采用 JKM-4 $\times$ 6 型塔式多绳摩擦式提升机，电机采用交流同步电动机，功率 4000kW，电压 3150V，转速 58r/min，提升速度 $V=12.147\text{m/s}$ 。井下皮带道标高-730m，箕斗装矿点标高-746m，箕斗提升高度 814m。完成 $300 \times 10^4\text{t/a}$ 矿石的提升任务，箕斗每天提升时间为 14.43h。

2) 1#副井

1#副井位于 15#勘探线北端，井筒净直径 $\Phi 6.5\text{m}$ ，井口标高+43m，井底标高-657.4m，井深 700.4m，负责人员、材料、废石、部分设备等的提升任务，并担负进风任务。井筒内配置 $4500\text{mm} \times 1830\text{mm}$ 双层双车罐笼配平衡锤的提升方式，JKM2.8 $\times$ 6 塔式多绳摩擦式提升机，低速直联直流电动机，电机功率 1000kW。井筒内设有梯子间和管缆间。

3) 1#进风井

1#进风井位于 10#勘探线南端，井筒净直径 $\Phi 6\text{m}$ ，井口标高+53.8m，井底标高-570.7m，井深 624.5m。地表设有 IIG 型金属井架 1 座，配置 2 台用于大件下放的 JM25t 型慢速卷扬机。1#进风井担负矿山进风任务，井筒内设有梯子间，作为矿山安全出口之一。

4) 回风井

1#和 2#回风井均位于 II 纵勘探线东端，担负矿山回风任务。1#回风井井筒净直径为 $\Phi 5.5\text{m}$ ，井口标高为+40m，井底标高-455m，井深 495m，在-455m 设有双侧马头门。

2#回风井井筒净直径为 $\Phi 5.5\text{m}$ ，井口标高为+40m，井底标高-565.6m，井深 605.6m，在-455m 设有双向马头门与回风平巷相连，在-556.4m 设有双向马头门与-560m 井下爆破器材库专用回风平巷相连，2#回风井井筒内设有梯子间，作为矿山安全出口之一。

5) 措施井

措施井位于 12#勘探线矿体中部，井筒净直径 $\Phi 5.0\text{m}$ ，井口标高+44m，井底标高-573m，前期井深 617m，井筒内配置 $2000\text{mm} \times 1200\text{mm}$ 单绳双层罐笼与平衡锤提升，前期服务至-560m 水平。深部开采延深，服务-600m、-620m 水平，辅助基建废石提升。一期扩能工程竣工后提升设施拆除，井筒封闭，不再使用。

6) 辅助斜坡道

斜坡道口位于 110kV 变电所东侧，硐口标高+36.5m，底部标高-459m，斜坡道全长 4861m。担负大型设备下放任务，辅助进风，并作为矿山主要安全出口。

7) 矿石运输

目前井下运输中段为-560m 中段。矿石采用 20t 架线式电机车单机牵引 8 辆 10m³ 底侧卸式矿车组成的列车组进行运输，废石采用 7t 电机车单机牵引 1.2m³ 单侧曲轨侧卸式矿车进行运输。

一期扩能工程-620m 中段采用环形车场，沿脉运输，矿石运输采用 20t 架线式电机车单机牵引 8 辆 10m³ 底侧卸式矿车组成的列车组运输。废石采用 7t 电机车单机牵引 1.2m³ 单侧曲轨侧卸式矿车运输。

-620m 有轨运输水平采用无线网络全部覆盖，电机车安装远程控制、视频监控和定位系统，放矿溜井安装远程控制和监控系统，控制室安装电机车远程操作台和监视系统。

竖井及斜坡道主要参数见表 2.4-1。

表 2.4-1 竖井及斜坡道参数表

序号	名称	净断面	井口标高	井底标高	联通水平
1	主井	φ5.5m	+43m	-782m	-676m（破碎）、-730m（皮带）
2	副井	φ6.5m	+43m	-657.4m	-545m、-560m
3	2号主井	φ5.5m	+43.5m	-782m	-560m、-676m、-730、-782m
4	进风井	φ6m	+53.8m	-570.7m	-545m、-560m
5	1 号回风井	φ5.5m	+40m	-467.6m	-455m
6	2 号回风井	φ5.5m	+40m	-565.6m	-455m、-560m
7	辅助斜坡道	4.9m×4.4m	+36.5m	-459m	-455m
8	采区主斜坡道	4.8×4.4m	-455m	-560m	-455m、-470m、-508m、-530m、-545m、560m
9	采区辅助斜坡道	4.8×4.4m	-455m	-560m	-455m、-470m、-508m、-540m、-545m、-560m

(4) 井下排水、排泥系统

-620m 中段涌水量正常 5941m³/d，最大 7690m³/d。在-620m 中段副井车场附近设有排水泵房，将井下涌水排至地表水池。水泵型号为 MD360-95×8

型离心式水泵，数量 5 台，正常排水和最大排水时均为 3 台工作，其余作备用和检修。排水管路采用 3 根 $\Phi 426\text{mm} \times 16\text{mm}$ 型无缝钢管，沿 1#副井敷设。

-620m 水仓前设置沉淀池，井下涌水进入水仓前先经过泥砂沉淀，溢流水进入水仓，水仓和沉淀池采用 MQC-15 型水仓自动清挖设备清泥。

（5）通风系统

矿山采用 1#副井、1#进风井主和辅助斜坡道进风，1#、2#回风井回风的通风方式。

井下各中段生产时新风由 1#副井、1#进风井、辅助斜坡道、进风石门、进风斜井、中段进风天井进入生产水平，经沿脉巷道、穿脉巷道进入各工作面，污风则经回风天井、回风联络巷、回风石门、回风井排出地表。

井下总需风量为 $610\text{m}^3/\text{s}$ ，其中 1#副井进风量 $190\text{m}^3/\text{s}$ ，辅助斜坡道进风量 $55\text{m}^3/\text{s}$ ，1#进风井进风量 $365\text{m}^3/\text{s}$ ，1#回风井回风量 $300\text{m}^3/\text{s}$ ，2#回风井回风量 $310\text{m}^3/\text{s}$ 。风机布置在井下副井、进风井石门、回风井联络道和回风井石门处。主要风机型号有 K40-6-No14、K40-6-No19、K40-8-No19、K45-6-No17、K45-6-No18、K45-6-No19、K45-6-No20 等，共 37 台。

（6）充填系统

矿山现有充填站布置在矿体东侧的回风井旁，充填站配置 1 台直径 $\Phi 14\text{m}$ 深锥浓密机，1 台直径 $\Phi 22\text{m}$ 深锥浓密机，4 座容积为 1500m^3 砂仓，4 座容积 400m^3 的胶结料储存仓，4 套计量给灰设施，6 台 $\Phi 2600\text{mm} \times 3000\text{mm}$ 高浓度搅拌设施等。共有 6 套搅拌系统，单套充填能力 $120\text{m}^3/\text{h} \sim 150\text{m}^3/\text{h}$ 。充填料浆采用钻孔自流输送，钻孔内为 $\Phi 203\text{mm} \times (12+14)\text{mm}$ 双金属复合耐磨管。充填站内另设有事故池、除尘设施、控制设施等。

（7）供风系统

地表 UDT200A-8VPM 水冷型螺杆式空压机 3 台工作，1 台备用，空压机站总装机容量 $128\text{m}^3/\text{min}$ ；井下移动式空压机 5 台工作，1 台备用。

压风自救系统与生产压风系统共用。现有供风系统满足一期扩建工程井

下压风自救系统需风量要求。

（8）井下供水

井下供水利用现有井下高位水池，经供水管路送至坑内各用水点，供水管尺寸 $\Phi 159\text{mm} \times 6\text{mm}$ 。

供水施救系统利用矿山现有系统，供水水源为厂区现有生活给水管网。从地表将生活水管与生产水管连接。

（9）供配电系统

罗河铁矿 1 座 110kV 总降压变电所供电电源分别引自 220kV 庐江变电站及 220kV 绣溪变电站，220kV 庐江变电站双回路电源引自华东电网肥西变电所，变电站内有 150MVA 及 120MVA 变压器各一台；220kV 绣溪变电站电源引自西电东输华东电网，变电站内有 180MVA 变压器两台，采用双电源供电。

罗河铁矿 110kV 总降压变电所安装 2 台 SFZ11-25000/110/10kV 变压器。

（10）安全避险“六大系统”

监测监控系统：

1) 气体监测

东区井下安装了一氧化碳、硫化氢和二氧化硫气体在线传感器，具有在线监测、实时显示和报警功能。西区井下在 -540m 水平、-600m 水平、-620mm 水平主进风巷和回风巷靠近采场的位置布置一氧化碳传感器、硫化氢和二氧化硫传感器，各 7 台，总共 21 台，总回风道内设风压传感器。各中段局扇、矿井主扇及井下局扇设开停传感器。矿山配备了监测 O_2 、 CO 、 NO_2 便携式气体检测仪 223 台。

2) 视频监控

矿山在主井、副井、2 号主井、空压机房、-455m 水平、-540m 水平、-560m 水平、-600m 变电所、-620m 副井车场、-620m 避灾硐室、-620m 卸载站、-620m 维修硐室、辅助斜坡道等地点均设置视频监控。

3) 地表沉降监测

矿山在东区沉降范围内设置 32 个沉降观测点，采用水准仪对观测点进行观测。

罗河铁矿在西区设有 18 个移动观测点和 2 个控制点。主要对罗河矿西区的“东风村”，“大包庄”，“小胡庄”等区域的监测。

4) 井下微震监测

矿山在-620m、-540m、-508m、-497m、-455m 水平安装了微震监测，根据长沙矿山研究院 2023 年 10 月微震数据月度分析报告分析，微震监测区域整体稳定性较好。

5) 通风系统监测

在-540m 水平、-620m 水平、-600m 水平等地点安装了负压、风速传感器。

井下人员定位系统：

采用 WIFI 多功能基站，在副井井口设置一台大屏幕显示系统。在井下-455m、-540m、-560m、-676m、-730m、-782m 等水平安装了基站。全矿下井人数为 665 人，下井人员每人配备定位卡，并预留 100 张定位卡。

紧急避险系统：

矿山下井人数为 665 人，共配备了 ZYX-45 型隔绝式压缩氧气自救器 900 台。

避灾硐室位于-545m 水平采区斜坡道联络巷附近，由缓冲区和避灾区组成。在-620m 水平维修硐室东侧的采区斜坡道下口处设有一座 80 人避灾硐室，避灾硐室的额定防护时间不低于 96h。避灾硐室组成包括两个过渡室、生存室和两个安全进（出）口。矿山井下压风自救系统、供水施救系统、通信联络系统、供电系统的管道、线缆以及监测监控系统的视频监控设备接入避灾硐室内。

避灾硐室设广播通讯电话一部，可以实现与调度室一键直呼功能。

压风自救系统和供水施救系统：

1) 压风自救系统

利用地表空压房内的三台空气压缩机作为井下压风自救系统的供气来源，与井下压气管网合建，通过控制阀门调节出口风量。

压风管路已敷设 -730m、-676m、-620m、-600m、-560m、-545m、-516m、-508m、-470m、-455m 等多个水平，主风管路采用 $\phi 325 \times 8\text{mm}$ ，支管管径采用 $\phi 133 \times 4\text{mm}$ ，压风自救系统与生产压风系统共用。

2) 供水施救系统

供水施救系统采用 $\phi 108\text{mm}$ 无缝钢管接自生活用水通过斜坡道引至井下。供水施救与井下生产及消防水共用管网。

井下通信联络系统：

为了实现生产、调度、管理、救援等各环节直接通信联络目的，在井下设置可靠的通信联络系统。

1) 无线通信系统

无线通信的光缆由斜坡道敷设至井下，以实现井下移动 4G 手机网络信号，并对微震监测系统、通风系统监测（风速、开停、温度等）、有毒有害气体监测、视频监控等进行传输。

2) 有线通信

矿山已有一路通信电缆沿副井井筒进入井下各水平，在斜坡道敷设另一条通信电缆，并于井下构成环型通信网。在西区各个作业地点安装有线电话，东（西）区已安装有线应急广播。

（11）利旧工程

-620m 水平以上已建有生产系统，故 -620m 水平以上利用现有系统。

2.4.2 建设规模及工作制度

（1）地质储量

全矿按照工业铁矿体、共生工业硫铁矿体两种矿石类型，分别进行资源

量统计，截止 2024 年 12 月 31 日，保有资源量情况如下工业铁矿体资源量总计 $34634.46 \times 10^4 \text{t}$ ，TFe 平均品位 40.18%，Ss 平均品位 4.69%，工业硫铁矿资源量总计 $291.80 \times 10^4 \text{t}$ ，Ss 平均品位 21.51%，Cu 平均品位 0.105%。全矿保有资源量 $37547.26 \times 10^4 \text{t}$ ，TFe 平均品位 38.53%，Ss 平均品位 5.97%，Cu 平均品位 0.008%。

设计范围内控制级别以上的资源量全部利用，推断部分资源利用系数取 0.5，设计利用资源量见表 2.4-2。

表 2.4-2 设计利用的资源量表

采区	中段或水平（m）	设计利用矿量（ 10^4t ）	TFe 品位(%)	Ss 品位(%)	Cu 品位(%)
东区	-455m	1289	35.14	9.44	0.0122
	-540m	3336	41.65	6.31	0.0071
	-560m	1085	43.08	3.87	0.0001
	-600m	1805	41.57	3.48	0.0002
	-620m	533	38.58	3.42	0.0000
	-680m	334	36.46	2.87	0.0000
	小计	8382	40.50	5.59	0.005
西区	-455m	224	10.85	18.18	0.0105
	-540m	2218	34.95	7.09	0.0030
	-600m	5052	39.00	5.23	0.0024
	-620m	2492	39.07	5.38	0.0028
	-680m	6296	38.77	5.63	0.0124
	-740mm	4168	40.90	5.53	0.0064
	-800m	2186	42.73	3.65	0.0000
	-840m	216	42.69	1.31	0.0000
	小计	22852	39.03	5.52	0.006
合计		31234	39.43	5.54	0.005

（2）建设规模

设计矿山生产规模为 $1000 \times 10^4 \text{t/a}$ 。

（3）服务年限

按照 $1000 \times 10^4 \text{t/a}$ 的生产能力和采矿方法指标计算，可采矿量为 $29152 \times$

10⁴t，二期建成后计算服务年限 38 年。

（4）工作制度

矿山采用连续工作制。年工作 330 天，每天 3 班，每班 8h。

2.4.3 总图运输

（1）总平面布置

根据生产需要，二期工程新增的地表设施主要有：采选工业场地、铁精矿浓缩场地、2[#]进风井、3[#]回风井、外部供电、水源地等。

1) 采选工业场地

新建的采选工业场地位于现有选厂南侧，东北侧为现有一期主井、副井，场地西北侧场地出入口紧邻罗河大道，交通便利。

新建选厂规模为 500×10⁴t/a，与现有 500×10⁴t/a 选厂共同达到 1000×10⁴t/a 处理能力。

3[#]主井、2[#]副井、空压机房、提升机房、坑口服务楼、2[#]副井空调机房、地下蓄水池、中细碎及高压辊厂房、筛分车间、主厂房、粉矿仓、废石仓、皮带廊及转运站、药剂制备厂房、硫精矿过滤厂房、弱磁尾矿浓密机、赤铁精矿浓密机、硫精矿浓密机、厂区内精矿输送泵站、铁精矿输送泵站、厂前回水泵站、循环冷却水泵站、综合材料库、充填站、智能生产管控中心（改造现有职工活动中心）、地埋式生活污水处理站、初期雨水收集池、总降压变电站、基建期废石临时堆场、表土堆场等。

采矿工业场地集中布置于现有工业场地西南方向。2[#]主井布置于南部进厂道路西侧，矿石经主井井塔提升至地表后经皮带运输至中细碎及高压辊厂房；南部进厂道路东侧布置 2[#]副井、坑口副楼、副井空调机房及地下蓄水池。选矿设施由东向西、由南向北依次布置，中细碎及高压辊厂房布置于主井北侧，紧邻现有厂区南大门；筛分厂房布置于主井西北侧，与中细碎厂房平行布置；磨浮主厂房布置于中细碎厂房北侧，现有主井西侧；弱磁尾矿浓密机及厂前回水泵站布置于磨浮主厂房西侧，便于管线布置。铁精矿输送泵站及

赤铁精矿浓密机布置于场地最北侧，紧邻磨浮主厂房，靠近罗河大道，便于精矿输送；充填站布置于厂区南侧边缘，便于井下充填；初期雨水收集池布置于场地西北侧最低点，用于场地雨水收集及处理；充填站北侧区域为尾矿综合利用场地预留。

2) 铁精矿浓缩场地

新建的铁精矿浓缩场地位于矿区东部的矾山火车站附近，距离选厂直线距离约 5km。选厂磁铁精矿与赤铁精矿混合后，通过铁精矿输送泵站，经管道运输至铁精矿浓缩场地的铁精矿过滤车间，过滤后的精矿成品通过火车外运。

矾山火车站暂未开始施工，预计 2025 年建成，铁精矿浓缩场地暂定于矾山火车站用地边界西侧布置，场地内主要设施有铁精矿过滤厂房、铁精矿堆场、皮带廊及转运站、火车装车站、水泵站等。

3) 2#进风井

新建的 2#进风井位于南侧矿权线以内、现有 1#进风井西侧约 520m 的平坦区域，井口标高约 39.20m。

4) 3#回风井

新建的 3#回风井位于矿权线西北部，距采选工业场地西南侧约 1400m 井口标高约 21.2m。

5) 表土堆场及废石临时堆场

表土堆场集中布置于场地南侧、现有措施井周边的空地处，表土量约 $6.6 \times 10^4 \text{m}^3$ 。基建期废石用于平整工业场地，多余的对外销售，基建期废石临时堆场集中布置于表土堆场附近的空地处，容量约 $16 \times 10^4 \text{m}^3$ ，可满足将近 1 年的基建废石堆存需求。

6) 外部供电及供水系统

矿山现有一座 110kV/10kV 总降压站，电源一路引自庐江 220kV 变电所，另一回引自绣溪 220kV 变电所。新建的 110kV 总降压变电所一路电源 T 接

自给现有 110kV 总降压站供电的绣溪线，另外自 220kV 黄屯变新建一条 110kV 专线给新建的 110kV 总降压变电所供电。

供水系统包括取水泵站、输水管线等，水源地方案为西河取水点，距离选厂直线距离约 18km。

（2）内外部运输

设计外部运输主要为生产材料、充填材料、精矿成品等的运输，均采用外委方式，需依照当地相关政策，运输车辆使用达到国六排放标准清洁能源车辆，并根据需要配备相关辅助设施。外部运入量为 $21.2 \times 10^4 \text{t/a}$ ，运出总量为 $573.4 \times 10^4 \text{t/a}$ 。

内部运输量主要为生产材料的运输，运输量为 $5.1 \times 10^4 \text{t/a}$ ，内部运输利用矿山现有运输设备。

厂内工业场地内部道路，主干道路面宽度 8.0m，次干道路面宽度 6.0m，路面采用水泥混凝土结构，路面结构：40mm 厚 AC-13F 细沥青温混凝土面层，乳化沥青粘层（ $0.3\text{L/m}^2 \sim 0.5\text{L/m}^2$ ），80mm 厚 AC-20C 中粒式沥青混凝土面层，6mm 厚乳化沥青（ $0.7\text{L/m}^2 \sim 1.5\text{L/m}^2$ ），300mm 厚水泥稳定碎石基层。

2.4.4 开采范围

矿区主要开采对象为矿权范围内铁矿、硫铁矿及硫、铁混合矿，矿区 8 线以东矿体主要赋存于 -440m ~ -620m 标高，8 线以西矿体主要赋存于 -500m ~ -800m 标高，以 8 号勘探线为界划分东、西采区，并以 -620m 标高为界分两期开采。

目前矿山一期 $500 \times 10^4 \text{t/a}$ 扩能工程开采范围为 -600m 水平以上矿体，并于 2023 年 11 月建成投产。二期工程设计范围为全矿范围内矿体，鉴于 -620m 水平以上已建有生产系统，故 -620m 水平以上利用现有系统，-600m 以下新增 $500 \times 10^4 \text{t/a}$ 生产规模的开拓系统

（1）矿区首采地段确定

-620m 以下矿体主要分布在西区的-800m、-740m 和-680m 中段，首采中段确定为-800m 中段。

（2）矿区开采顺序

设计采用自下而上逐中段回采。

2.4.5 开拓运输

（1）地表移动和监测范围

矿区内矿体及围岩均多属较坚硬-坚硬岩石，稳固性较好，充填法可以有效防止岩体移动，设计采用数值模拟计算地表变形，地表沉降 120mm 等值线以外倾斜最大值不超过 3mm/m，该区域不受到地下开采影响，确定地表沉降 120mm 等值线为矿体开采的岩体移动监测范围。地表的选厂、提升竖井、辅助斜坡道出口、进风井、回风井和工业场地等均布置在地表岩体移动监测线之外。

矿山与北京科技大学合作，已建有 GPS 监测系统，对矿区一期工程开采地表沉降监测线范围内的村庄、基础设施的沉降和位移进行监测，目前为止监测结果显示地表沉降数值较小，最大仅为 3mm。

（2）开拓运输系统

设计开拓和运输系统采用主井、副井+辅助斜坡道开拓系统，粉矿利用 2#副井回收，中段采用有轨运输。

矿、废石采用主井提升，新建 3#主井，位于现有工业场地西南侧，12#勘探线附近，距离现有 2#主井约 300m。井口标高为+44.2m，井底标高为-1005.0m，井深 1049.2m，井筒净直径为 $\Phi 6.3\text{m}$ 。井筒内设双箕斗提升系统，箕斗容积为 24m^3 ，有效载重为 50t，箕斗自重 53t。采用钢丝绳罐道，地表井塔大厅层内安装 1 台 JKM-5.5 $\times$ 6(III)型多绳摩擦提升机，交流同步电机低速直联拖动，电机功率为 8000kW，电压 3150V，额定转速为 49r/min，最大提升速度 14.11m/s。3#主井提升矿石 $500 \times 10^4\text{t/a}$ ，废石 $50 \times 10^4\text{t/a}$ ，预留矿废石提升能力至 $750 \times 10^4\text{t/a}$ 。当井筒处于稳定地层时，采用 400mm 厚素混

凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定地层时，采用锚网和 400mm 厚素混凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定破碎地层时，采用锚网和 400mm 厚钢筋混凝土进行支护，混凝土强度为 C40；当井筒处于岩爆地层时，应先采用锚网或喷锚网临时支护，让岩爆地层的应力和变形释放一段时间，然后再采用 400mm 厚钢筋混凝土进行永久支护，混凝土强度为 C40。

新建 2#副井布置在 1#副井南侧，14#勘探线附近，距离 1#副井约 170m，井筒净直径 $\Phi 8.0\text{m}$ ，井口标高为 +44.5m，井底标高 -1055.0m，井深 1099.5m，最低服务水平为 -1055m 粉矿回收水平，负责矿山部分人员、材料和设备的提升。井筒内设大小两套罐笼提升系统。采用型钢罐道，塔式布置。井筒内敷设供水、排水、压风等管路和电缆，井筒内不设梯子间。

当井筒处于稳定地层时，采用 500mm 厚素混凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定地层时，采用锚网和 500mm 厚素混凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定破碎地层时，采用锚网和 500mm 厚钢筋混凝土进行支护，混凝土强度为 C40；当井筒处于岩爆地层时，应先采用锚网或喷锚网临时支护，让岩爆地层的应力和变形释放一段时间，然后再采用 500mm 厚钢筋混凝土进行永久支护，混凝土强度为 C40。

大罐笼提升系统为规格 6300mm $\times$ 2750mm 罐笼配平衡锤提升，型钢罐道，塔式布置。罐笼自重 35t，最大载重 18t，平衡锤重 44t。采用 JKM-5 $\times$ 4(III)型多绳摩擦式提升机，交流电动机低速直联拖动方式。电动机功率 1600kW，电压 3150V，最大提升速度为 9.95m/s。

小罐笼提升系统采用 2150mm $\times$ 1300mm 双层罐笼配平衡锤提升，罐笼自重 8t，最大载重 5t，平衡锤重 10.5t。采用 JKM-2.8 $\times$ 4(I)型多绳摩擦式提升机，交流电动机配减速器拖动方式。电动机功率 400kW，电压 690V，最大提升速度为 8.24m/s。井筒内敷设供水、排水、压风等管路和电缆，井

筒内不设梯子间。

2#副井在-455m、-600m、-680m、-740m、-800m、-830m、-880m、-930m 和-1005m 水平设马头门。

矿山现有斜坡道可服务至-620m 水平。延伸现有辅助斜坡道，连通-830m 和-620m 中段，承担井下部分材料、人员、部分大件设备等的运输。斜坡道内设消防设施。斜坡道净断面尺寸为 4.9m×4.4m（宽×高），直线段坡度 12.5%，弯道段坡度为 8%，错车段坡度为 3%，全长约 1860m。斜坡道通过联络道与井下各个水平连通，采矿无轨设备、大件设备和部分人员材料均通过斜坡道进入坑内。

中段高度 60m，基建开拓中段有-830m、-800m、-740m 中段，其中-740m 为充填回风水平，-800m 为出矿水平，-830m 有轨运输水平。

-830m 为有轨运输水平，担负-620m 以下 550×104t/a 矿、废石的运输任务。-800m 中段、-740m 和-680m 中段生产的矿石经铲运机铲运至溜井下放到-830m 有轨运输水平，经无人驾驶电机车运至卸载站。

-830m 有轨中段运输采用 30t 电机车单机牵引 13 辆 10m³底侧卸式矿车，同时运行 3 列车，另备用 1 列车。运输线路铺轨采用 43kg/m 钢轨，轨距 900mm，环形运输线路。列车采用振动放矿机装矿，装矿处采用视频监控远程装矿，每个溜井下安装 1 台振动放矿机。-830m 有轨中段设两个 10m³矿车卸载站，矿车通过卸载曲轨自动卸载。

在-880m 设破碎站，各中段采出的矿石在-880 破碎水平破碎后进入成品矿仓，通过皮带道运输并卸入计重漏斗，装入箕斗后，由 3#主井提升至地表。

破碎站内设 1 台 SuperiorMK- II 42-65 型旋回破碎机，功率 375kW。破碎站内破碎机大件由 2#副井下放。

-930m 水平装矿皮带带宽 B=1600mm，长 L=70m，带速 v=1.65m/s，电机功率 90kW，装矿皮带道有联络道与粉矿回收电梯井相通。

粉矿回收位于主井井底-1005m 水平，井底粉矿回收采用副井回收。粉矿采用 4t 的电动铲运机铲装至 8t 的无轨卡车后，通过副井提升到破碎水平后卸载到破碎站。

2#进风井位于矿体南部，5#勘探线和 7#勘探线之间。井筒净直径 Φ 6.5m，井口标高 +39.2m，井底标高 -800m，井深 839.2m。在 -620m、-680m、-740m 和 -800m 中段设马头门。2#进风井内设梯子间，作为安全出口。当井筒处于稳定地层时，采用 400mm 厚素混凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定地层时，采用锚网和 400mm 厚素混凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定破碎地层时，采用锚网和 400mm 厚钢筋混凝土进行支护，混凝土强度为 C40。

3#回风井位于矿体西南部 2#勘探线和 26#勘探线之间。井筒净直径 Φ 8.5m，井口标高 +21.2m，井底标高 -800m，井深 821.2m，在 -455m、-540m、-600m、-620m、-680m、-740m 和 -800m 中段设马头门，兼顾西区 -620m 中段生产部分回风。3#回风井内设梯子间，作为安全出口。当井筒处于稳定地层时，采用 500mm 厚素混凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定地层时，采用锚网和 500mm 厚素混凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定破碎地层时，采用锚网和 500mm 厚钢筋混凝土进行支护，混凝土强度为 C40。

（3）提升运输设备

1) 坑内运输

坑内矿石运输采用有轨运输方式。-830m 为有轨运输中段，担负 -620m 以下 550×10^4 t/a 矿、废石的运输任务。

-830m 有轨中段运输采用 30t 电机车单机牵引 13 辆 10m^3 底侧卸式矿车，同时运行 4 列车，另备用 1 列车。采用无人驾驶电机车运输。

运输线路铺轨采用 43kg/m 钢轨，轨距 900mm，环形运输线路。列车采用振动放矿机装矿，装矿处采用视频监视远程装矿，每个溜井下安装 1 台振

动放矿机。-830m 有轨中段设两个 10m^3 矿车卸载站，矿石列车通过卸载曲线自动卸载。

2) 坑内破碎

坑内破碎站设在 -880m 水平，破碎站内设 1 台 SuperiorMK-II 42-65 型旋回破碎机。旋回破碎机入料口直径 $\Phi 1065\text{mm}$ ，排料口调整范围 $140\text{mm} \sim 175\text{mm}$ ，功率 375kW 。排料口设定为 165mm 时，破碎机的生产能力可达到 2000t/h 。旋回破碎机日均工作 10h 即可以完成 $550 \times 10^4\text{t/a}$ 的生产任务。

旋回破碎机采用串联振动放矿机两侧给料，分别对应 1 个卸载站及主溜井。振动放矿机采用变频调速控制，使给料量与破碎机生产能力相匹配。在破碎站内安装一台 $50/10\text{t}$ 桥式起重机用于设备的安装和检修。

3) 主井提升系统

新建 3#主井采用双箕斗提升，担负矿石 $500 \times 10^4\text{t/a}$ 和废石 $50 \times 10^4\text{t/a}$ 的混提任务。考虑到 -620m 以上和 -620m 以下产能衔接，3#主井提升能力预留到 $750 \times 10^4\text{t/a}$ 。矿石平均体重为 3.69t/m^3 ，废石平均体重为 2.89t/m^3 ，松散系数均为 1.5。

3#主井井筒直径 $\Phi 6.3\text{m}$ ，井口标高为 +44.2m，井底标高 -1005m，装矿皮带道标高为 -930m，提升高度为 1010m 。采用钢丝绳罐道，一点装矿、一点卸矿。

3#主井提升采用双箕斗提升系统，选用 JKM-5.5 $\times$ 6(III)型多绳摩擦式提升机，塔式布置，交流同步电动机直联拖动。箕斗几何容积 24m^3 ，一次有效提升量 50t 。提升钢丝绳直径为 $\Phi 52\text{mm}$ ，共 6 根。尾绳直径为 $\Phi 57\text{mm}$ ，共 5 根。提升机摩擦轮直径 $\Phi 5500\text{mm}$ ，导向轮直径 $\Phi 5500\text{mm}$ 。电动机功率为 8000kW ，转速 49r/min ，电压 3150V ，最大提升速度为 14.11m/s 。

井塔提升机大厅内设 $100\text{t}/20\text{t}$ 吊钩桥式起重机供设备安装和检修使用。井塔内设电梯供工作人员检查巡视系统工作情况以及设备检修使用。井塔、井底布置过卷缓冲装置，提升系统各重要部位设视频监控。

4) 2#副井提升系统

新建 2#副井，提升部分人员、材料和设备。副井井口标高+44.5m，井底标高-1055m。副井服务中段有：+44.5m 井口、-455m、-600m、-680m、-740m、-800m、-830m 有轨运输水平、-880m 破碎水平、-930m 装矿皮带道水平和-1005m 粉矿回收水平，最大提升高度 1030m。

2#副井井筒净直径 $\Phi 8.0\text{m}$ ，内设一大一小两套互相独立的罐笼-平衡锤提升系统，采用型钢罐道，塔式布置。粉矿回收无轨卡车通过副井大罐笼提升。无轨设备自重 7.05t，满载重量 5t，尺寸 5900mm $\times$ 1950mm $\times$ 2000mm（长 $\times$ 宽 $\times$ 高）。副井的提升任务为：最大班人员 113 人，散装材料 150t/d。

井塔提升机大厅内设 50t/10t 吊钩桥式起重机供设备安装和检修使用。井塔内设电梯供工作人员检查巡视系统工作情况以及设备检修使用。井塔、井底布置过卷缓冲装置，提升系统各重要部位设视频监控。大、小罐笼在地表井塔过卷段还设置有缓冲托罐装置。

2#副井各中段设安全门、阻车器等井口机械化设施，每个水平均需适配大、小两个罐笼。考虑运输粉矿回收无轨卡车的需要，在大罐笼地表井口及主要运输水平还设置有大罐笼的承罐锁罐装置，达到运输车辆进出罐笼平稳的效果，保障卡车运输安全。

2#副井大罐笼提升：

大罐笼提升系统采用 6300mm $\times$ 2750mm 双层罐笼，罐笼自重 35t，最大载重 18t，一次可提升 170 人，平衡锤重 44t。选用 JKM-5 $\times$ 4(III)型多绳摩擦式提升机，交流电动机低速直联拖动方式。提升钢丝绳直径为 $\Phi 49\text{mm}$ ，共 4 根。尾绳直径为 $\Phi 50\text{mm}$ ，共 4 根。提升机摩擦轮直径 $\Phi 5000\text{mm}$ ，导向轮直径 $\Phi 5000\text{mm}$ ，电动机功率 1600kW，转速 38r/min，电压 3150V，最大提升速度为 9.95m/s。

2#副井小罐笼提升：

小罐笼提升系统采用 2150mm $\times$ 1300mm 双层罐笼，罐笼自重 8t，最大

载重 5t，一次可提升 24 人，平衡锤重 10.5t，主要用于零散人员、材料等的提升。选用 JKM-2.8×4(I)型多绳摩擦式提升机，交流电动机配减速器拖动方式。电动机功率 355kW，转速 590r/min，电压 690V，减速比为 10.5，最大提升速度为 8.24m/s。

2.4.6 采矿工艺

（1）采矿方法的选择

矿山目前主要采用垂直深孔阶段空场嗣后充填法和中深孔空场嗣后充填采矿法，分别回采厚度大于 35m 和 15m~35m 的矿体，厚度小于 15m 的矿体采用点柱上向分层充填法开采。

设计二期工程-620m 以下沿用现有垂直深孔阶段空场嗣后充填法和中深孔空场嗣后充填采矿法。推荐垂直厚度大于 35m 的矿体采用垂直深孔阶段空场嗣后充填法；垂直厚度小于 35m 的矿体采用中深孔空场嗣后充填法。

垂直深孔阶段空场嗣后充填法占比约 65%，中深孔空场嗣后充填采矿法占比约 35%。

（2）采场结构参数

西部-620m 以下矿体分布及走向受到 F001 断层影响较大，走向方向从近似东西方向转向北东方向 $40^{\circ} \sim 50^{\circ}$ ，近似平行于 F001 断层。结合-620m 以上盘区之间的间柱以及盘区布置方向，深部矿柱可垂直于断层布置或者与断层斜交，与-620m 间柱方向一致。

设计间柱方向垂直于断层布置。

1) 垂直深孔阶段空场嗣后充填法

①适用条件及盘区布置

垂直深孔阶段空场嗣后充填法适用于矿体垂直厚度大于 35m 的矿体。

将矿体划分为盘区，以盘区为回采单元组织生产。间柱垂直 F001 断层，盘区垂直矿体走向布置，长 126m，宽 70m，中段高度 60m。

盘区内划分为一步骤矿房和二步骤矿柱，间隔回采，矿房矿柱沿走向布

置，结合矿山前期研究工作，设计推荐矿房和矿柱宽度均为 18m。矿体开采时，对于矿岩稳固的矿房和矿柱，按照 70m 长度进行一次性回采，对于矿岩稳定性稍差的矿房和矿柱可分两次开采，每次回采长度 35m。

盘区之间留设 15m（内部无溜井）和 30m 间柱（内部设溜井），间柱待各中段矿体均开采完毕后再进行部分回收。

②采准、切割

采准工程主要有：沿脉巷道、出矿穿脉巷道、回风穿脉、出矿巷道、出矿进路、凿岩水平沿脉巷道、凿岩水平穿脉巷道、凿岩硐室和溜井等；切割工程有：拉底巷道和切割槽。

出矿穿脉巷道布置在 30m 宽的盘区间柱内，回风穿脉布置在 15m 宽盘区间柱内，出矿采用堍沟式底部结构，出矿巷道布置在矿房矿柱之间的三角矿柱内，沿出矿巷道向两侧矿房矿柱每隔 15m 开凿一条出矿进路连通拉底巷道。

凿岩水平穿脉和凿岩水平回风穿脉布置与出矿水平穿脉相同，自凿岩水平穿脉巷道掘进凿岩硐室联络道至矿房或矿柱，凿岩硐室采用条形矿柱布置方案，根据矿岩稳定性设置 1 个或 2 个凿岩硐室。矿岩稳固时，凿岩硐室间设 3.5m 左右的条柱，在矿岩不稳固时，可适当调整凿岩硐室和条柱的宽度。

采用天井钻机施工切割天井，并以此为自由空间逐段爆破形成切割槽。

凿岩硐室联络道稍微倾斜布置，保证采场充填时充填料浆可充至巷道顶板，保障采场充填接顶质量。

③回采、出矿

回采分两步进行，第一步回采矿房，第二步回采矿柱。

在拉底巷内以切割天井为自由面拉槽，之后逐排炮孔爆破形成切割槽。中深孔孔径 $\Phi 76\text{mm}$ ，炮孔深度 7m~25m，排间距 1.8m~2.2m，孔底距 2.0m~2.4m，每次爆破 1 排~2 排，采用装药台车装药，炸药采用粒状铵油炸药，工业数码电子雷管起爆，由当地民爆公司供给。

在凿岩硐室采用潜孔钻机自凿岩水平下向钻进平行炮孔，钻孔直径 $\Phi 100\text{mm} \sim \Phi 165\text{mm}$ 。采用混装炸药车装药、数码电子雷管起爆。矿房中部炮孔布孔参数为 $3.0\text{m} \times 3.0\text{m}$ ，采场边孔采用不耦合装药光面爆破，控制采场边界，减少矿石损失和贫化，边孔布孔参数为 $2.0\text{m} \sim 2.5\text{m} \times 2.0\text{m} \sim 2.5\text{m}$ 。

爆下的矿石采用载重 14t 的电动铲运机机集中在采场底部出矿。采场回采时，每次爆破后，优先将紧邻后续爆破炮孔的崩落矿石出净，以便为后续炮孔侧向崩矿留出爆破补偿空间。

采场出矿采用远程遥控铲运机，自动化出矿，铲运机运行由地表控制人员监控。铲运机出矿期间，需要将铲运机运行区域隔离，设置门禁系统，人员和其他设备不能进入铲运机运行区域，保证作业安全。

新鲜风流由副井、进风井石门进入，经中段沿脉巷道、穿脉巷道，进入出矿巷道或凿岩硐室，污风由各中段回风穿脉，经回风巷道回至回风井排出地表。

④充填

每个矿房回采完毕后，立即进行胶结充填。胶结充填体 28 天龄期抗压强度不低于 2MPa，暂定灰砂比为 1:10。待两侧的矿房采完胶结充填并养护达到设计强度后，方可开采中间的矿柱，矿柱下部胶结充填体 28 天龄期设计抗压强度不低于 0.5MPa，暂定灰砂比为 1:16，顶部 2m 胶结充填体 28 天龄期设计抗压强度不低于 2MPa。

⑤采场支护

对出矿巷道和凿岩巷道采用锚杆、锚网或喷锚网支护，对于局部应力大的地段应采用喷锚网或喷锚网+长锚索联合支护方式。当采准巷道穿过断层位置时，可根据需要采取超前支护后再掘进，并对巷道加强支护，以保证出矿和凿岩巷道的稳定。

生产中可结合矿体实际揭露情况，对凿岩硐室进行加强支护，保证爆破后采空区顶部稳定。

2) 中深孔空场嗣后充填采矿法（平底底部结构）

①适用条件及盘区布置

中深孔空场嗣后充填采矿法适用于矿体垂直厚度小于 35m 的矿体，矿岩稳定性较好区域。

将矿体划分为盘区，以盘区为回采单元组织生产。间柱垂直 F001 断层，盘区沿矿体走向布置，长 126m，宽 70m，分段高度小于 35m。

盘区内划分为一步骤矿房和二步骤矿柱，间隔回采，矿房矿柱沿走向布置，结合矿山前期研究工作，设计推荐矿房采场和矿柱采场长宽度均为 18m。

盘区之间留设 15m（内部无溜井）和 30m 间柱（内部设溜井），间柱待各中段矿体均开采完毕后再进行部分回收。

②采准、切割

采准工程主要有：沿脉巷道、出矿穿脉巷道、回风穿脉巷道、出矿巷道、出矿进路、充填回风巷道和溜井等；切割工程有：凿岩巷道和切割槽。

出矿穿脉巷道布置在 30m 宽的盘区间柱内，回风穿脉布置在 15m 宽盘区间柱内，出矿采用平底式底部结构，出矿巷道布置在矿柱中间，二步骤矿柱回采时兼做凿岩巷道，沿出矿巷道向两侧矿房每隔 15m 开凿一条出矿进路连通矿房内的凿岩巷道。回采矿柱时需要在矿房的充填体内掘进出矿巷道和出矿进路。

分段的充填回风联络道稍微倾斜布置，保证采场充填时充填料浆可至充至巷道顶板。采准施工时，从充填回风水平穿脉巷道向采场下坡掘进充填回风联络道，充填回风联络道顶板约与充填回风水平穿脉巷道底板平齐。

③回采、出矿

回采分两步进行，第一步回采矿房，第二步回采矿柱。

在凿岩巷道内以切割天井为自由面拉槽，之后逐排炮孔爆破。采用中深孔凿岩台车凿岩，中深孔孔径 $\Phi 76\text{mm}$ ，炮孔深度 7m~25m，排间距 1.8m~2.2m，孔底距 2.0m~2.4m，根据矿体垂直厚度不同，每次爆破 1 排~6 排，

采用装药台车装药，炸药采用粒状铵油炸药，工业数码电子雷管起爆。

爆下的矿石采用载重 14t 的电动或柴油铲运机集中在采场底部出矿。采场回采时，每次爆破后，优先将紧邻后续爆破炮孔的崩落矿石出净，以便为后续炮孔侧向崩矿留出爆破补偿空间。

采区出矿采用远程遥控铲运机，自动化出矿，铲运机运行由地表控制人员监控。铲运机出矿期间，需要将铲运机运行区域隔离，设置门禁系统，人员和其他设备不能进入铲运机运行区域，保证作业安全。

新鲜风流由副井、进风井石门进入，经中段沿脉巷道、穿脉巷道和进风天井，进入出矿巷道、凿岩巷道和分段巷道，污风由中段和分段回风穿脉，经回风巷道回至回风井排出地表。

④充填

每个矿房回采完毕后，立即进行胶结充填。矿房底部 8m~10m 充填体 28 天龄期抗压强度不低于 4MPa，暂定灰砂比为 1:6，其他部分充填体 28 天龄期抗压强度不低于 2MPa，暂定灰砂比为 1:10。待两侧的矿房采完胶结充填并养护达到设计强度后，可进行矿柱回采，矿柱胶结充填体 28 天龄期抗压强度不低于 0.5MPa，暂定灰砂比为 1:16。矿柱顶部 2m 胶结充填体 28 天龄期设计抗压强度不低于 2MPa。

⑤采场支护

对出矿巷道和凿岩巷道采用锚杆、锚网或喷锚网支护，对于局部应力大的地段应采用喷锚网或喷锚网+长锚索联合支护方式。当采准巷道穿过断层位置时，可根据需要采取超前支护的掘进，并对巷道加强支护，以保证出矿和凿岩巷道的稳固。

3）中深孔空场嗣后充填采矿法（堑沟底部结构）

①适用条件及盘区布置

中深孔空场嗣后充填采矿法适用于矿体垂直厚度小于 35m 的矿体，矿岩稳定性差的区域。

盘区布置形式、采场结构参数、回采、出矿和支护同平底底部结构的中深孔空场嗣后充填采矿法。不同之处在采准、切割和充填等方面。

②采准、切割

采准工程主要有：沿脉巷道、出矿穿脉巷道、回风穿脉巷道、出矿巷道、出矿进路、充填回风巷道和溜井等；切割工程有：拉底巷道和切割槽。

出矿穿脉巷道布置在 30m 宽的盘区间柱内，回风穿脉布置在 15m 宽盘区间柱内，出矿采用堍沟式底部结构，出矿巷道布置在矿房矿柱之间的三角矿柱内，沿出矿巷道向两侧矿房矿柱每隔 15m 开凿一条出矿进路连通拉底巷道。

③充填

每个矿房回采完毕后，立即进行胶结充填。矿房充填体 28 天龄期抗压强度不低于 2MPa，暂定灰砂比为 1:10。待两侧的矿房采完胶结充填并养护达到设计强度后，可进行矿柱回采，矿柱胶结充填体 28 天龄期抗压强度不低于 0.5MPa，暂定灰砂比为 1:16。矿柱顶部 2m 胶结充填体 28 天龄期设计抗压强度不低于 2MPa。

4) 设备选择

凿岩设备：

垂直深孔阶段空场阶段嗣后充填法和分段空场嗣后充填采矿法产量占比为分半为 65%和 35%。需要潜孔钻机 3 台，中深孔凿岩台车 4 台。

出矿设备：

出矿选用 14t 铲运机，需要 14t 铲运机 8 台，选择 3 台柴油铲运机和 5 台电动铲运机。电动铲运机主要用于垂直深孔阶段空场阶段嗣后充填法出矿，柴油铲运机主要用于分段空场嗣后充填采矿法。

掘进、出渣设备：

掘进设备选用 CYTJ45 型单臂凿岩台车和 CYTJ45/2 型双臂凿岩台车（或相同规格）凿岩，共选择车 2 台 CYTJ45 和 3 台 CYTJ45/2；出渣选用 4

台 10t 的柴油铲运机。

其他主要设备：

锚杆支护选用 2 台 GYM41/2 型锚杆台车，锚索支护选用 1 台 DS421 型锚索台车，选用 1 台 CY-R120V 和 1 台 CY-R40C 型切割槽台车，用于切割槽施工；选择 2 台 XMPYT-60/325 型撬毛台车；选用 XYFW-10 通用底盘 8 台，配备材料车厢、人员运输车厢、剪式举升平台、混凝土运输罐、柴油车箱和油料车厢。选择 2 台型号为 Brokk520D 的二次破碎设备。

选用 2 台 chargetec UV1 型装药台车，用于中深孔装药，选用 1 台 BCI-2000 型井下炸药混装车，用于深孔装药。选用 1 台 Spraymec MF 050 VC 型的喷浆台车，用于井下喷射混凝土支护。

（4）充填系统

设计新建 1 座充填搅拌站，负责二期工程坑内充填。充填站布置在新建选厂附近，满足二期工程-620m 以下新增 $500 \times 10^4 \text{t/a}$ 产能充填需要。

1) 充填材料

充填系统与坑内采矿和选矿厂的工作制度相同，采用 330d/a，3 班/d，8h/班的充填工作制度。

设计采用全尾砂胶结充填，胶凝材料为胶固粉。

2) 充填料配比及浓度

根据垂直深孔阶段空场嗣后充填法和中深孔空场嗣后充填采矿法开采工艺，不同地段充填体强度要求不同。

垂直深孔阶段空场嗣后充填法矿房和中深孔空场嗣后充填采矿法（堍沟底部结构）矿房中充填体 28d 抗压强度不低于 2MPa（灰砂比暂定为 1:10），矿柱中、下部充填体 28d 抗压强度不低于 0.5MPa（灰砂比暂定为 1:16），矿柱顶部 4m 充填体 28d 抗压强度不低于 2MPa。

当矿体厚度大于 8m 时，中深孔空场嗣后充填采矿法（平底底部结构）的矿房底部 8m~10m 充填体 28d 抗压强度不低于 4MPa（灰砂比暂定为 1:6），

矿房中其余部分充填体抗压体强度不低于 2MPa；当矿体厚度小于 8m 时，矿房充填体 28d 抗压强度不低于 4MPa（灰砂比暂定为 1:6）。矿柱中充填体 28d 抗压强度不低于 0.5MPa，矿柱顶部 2m 充填体 28d 抗压强度不低于 2MPa。

充填料浆灰砂比暂按 1:6、1:10 和 1:16。其中灰沙比为 1:6 的料浆占充填总量的 5%，灰沙比为 1:10 的料浆占充填总量的 50%，灰沙比为 1:16 的料浆占充填总量的 45%。

3) 充填料输送

充填设施主要包括地面充填搅拌站、充填钻孔和输送管路等。料浆采用自流输送。首采-800m 中段时，利用-540m 充填回风巷道减压，减压管道长约 1km。

充填钻孔设 5 条，4 用 1 备。钻孔为垂直钻孔，直径 $\Phi 320\text{mm}$ 。充填搅拌站位于采矿工业场地内，料浆制备完成后通过钻孔到达-540m 充填回风水平，利用-540m 水平巷道减压后，通过钻孔（-540m~-740m）达到-740m 水平，沿充填回风巷道进入充填采场。充填钻孔内敷设套管，套管选择贝氏体耐磨钢管或者内壁硬化合金钢复合耐磨管道，直径 $\Phi_{\text{外}}=219\text{mm}$ ，壁厚 $\delta=26\text{mm}$ 。水平巷道中部分管道贝氏体耐磨钢管或者内壁硬化合金钢复合耐磨管道，直径 $\Phi_{\text{外}}=219\text{mm}$ ，壁厚 $\delta=26\text{mm}$ ，部分平巷中充填管选用耐磨钢管（16Mn）， $\Phi_{\text{外}}=180\text{mm}$ ，壁厚 $\delta=10\text{mm}$ 。采场内敷设的充填管选用矿用聚氯乙烯管，规格与普通无缝钢管配套。充填管之间采用法兰连接。

充填料浆利用地面搅拌站制备成符合充填工艺要求的充填料浆后，通过充填管路及钻孔输送至井下，再经充填回风平巷进入充填采场。

4) 充填设施选择

全尾砂浓缩制备装置：

设 2 台直径 $\Phi 20\text{m}$ 的深锥浓密机，要求每台深锥的小时处理干砂能力不小于 250t/h。正常充填时 2 台深锥同时工作。如果其中 1 台深锥发生故障，

另外 1 台深锥也可以短期维持大部分充填。深锥底流浓度暂按 65%考虑。

胶凝材料仓：

日均需胶固粉量为 456t，考虑最大充填量时需要胶结材料的用量，以及正常生产时存贮 2 天胶固粉用量。

5) 充填设备选择

充填搅拌站主要设备为搅拌设备、水泥给料设备、充填泵。

高浓度搅拌槽：

选用 $\Phi 2600\text{mm} \times 3000\text{mm}$ 高浓度搅拌槽。该设备小时制备能力为 150m³ 充填料浆。共选用 4 台设备，每 2 台设备对应 1 台深锥浓密机。

正常充填时 3 套制备系统同时工作，对应 2 台深锥，最大也可 4 套系统同时充填。

胶固粉给料设备：

胶固粉给料设备选用微粉秤 4 台，配套电机功率 15kW，电机采用变频调速。最大输送能力 $Q=30\text{t/h}$ 。

6) 充填系统的工艺流程

充填料浆采用全尾砂、胶固粉和水为原料进行制备。尾砂充填系统的工艺流程如下：选厂产出的尾砂用砂泵扬送到充填搅拌站全尾砂浓缩贮存装置。全尾砂浆进入深锥浓密机后，尾砂浓缩成为饱和尾砂，多余的水从深锥顶部溢流。进行胶结尾砂充填时，打开深锥浓密机底部阀门放砂，同时再从胶固粉仓底部通过微粉秤向高浓度搅拌槽按事先确定的配比输送胶固粉，胶固粉和尾砂浆在高浓度搅拌槽中搅拌均匀后，通过充填钻孔和井下充填管路进入采场充填。

胶固粉由散装胶固粉车运到充填搅拌站，胶固粉仓顶设有收尘器。

2.4.7 通风系统

(1) 通风方式

一期扩能工程-620m 以上采用 1#副井、1#进风井和辅助斜坡道进风，1#

和 2#回风井回风的通风方式。

-620m 水平以上东区和西区回采相对独立，西区污风通过新建 3#回风井排出地表风路相对较短，考虑到一期扩能工程通风系统已经建成，西区部分污风通过 1#和 2#回风井排出地表，部分污风新建 3#回风井排出地表。

-620m 水平以下开采采用 2#副井、2#进风井进风，3#回风井回风的通风方式通风，井下需风量为 $614\text{m}^3/\text{s}$ 。 -620m 水平以下开采通风系统与-620m 水平以上开采通风系统相互独立，新建 3#回风井兼顾西区-620m 中段生产部分回风。

二期工程建成后，全矿总风量为 $1224\text{m}^3/\text{s}$ ，1#副井进风量 $201\text{m}^3/\text{s}$ ，2#副井进风量 $204\text{m}^3/\text{s}$ ，辅助斜坡道进风量 $62\text{m}^3/\text{s}$ （含-620m 以上 $52\text{m}^3/\text{s}$ 和-620m 以下 $10\text{m}^3/\text{s}$ ），1#进风井进风量 $357\text{m}^3/\text{s}$ ，2#进风井进风量 $400\text{m}^3/\text{s}$ ，1#回风井回风量 $210\text{m}^3/\text{s}$ ，2#回风井回风量 $214\text{m}^3/\text{s}$ ，3#回风井回风量 $800\text{m}^3/\text{s}$ 。

深部采区新鲜风流通过 2#副井和 2#进风井进入井下出矿水平、凿岩水平和有轨运输水平。进入出矿水平的新鲜风流经沿脉巷道、出矿穿脉巷道、出矿巷道、冲洗出矿作业面后，污风进入回风穿脉和回风巷道，然后经 3#回风井排出地表。进入凿岩水平的新鲜风流经凿岩水平沿脉巷道、凿岩巷道冲洗凿岩作业面后，污风进入回风穿脉和回风巷道，然后 3#回风井排出地表。 -830m 有轨运输水平的新鲜风流由 2#副井提供，通过副井石门进入到各条穿脉和沿脉巷道，最后通过回风天井回到-800m 水平回风巷道，最后经 3#回风井排出地表。

破碎水平、皮带装矿水平和粉矿回收水平的新鲜风流由 2#副井提供。新鲜风流冲刷工作面产生的粉尘之后，通过回风天井上至西区-600m 出矿水平，最后经 3#回风井排至地表。

（2）主要风机设备

3#回风井-800m 石门巷道风机风量 $282\text{m}^3/\text{s}$ ，容易时期通风阻力为 2020Pa，困难时期通风阻力为 2610Pa，抽出式通风，选用 1 台 FKZNo32 型风机。

3#回风井-740m 石门巷道风机风量 $282\text{m}^3/\text{s}$ ，容易时期通风阻力为 2025Pa，困难时期通风阻力为 2585Pa，抽出式通风，选用 1 台 FKZNo32 型风机。

2#进风井-800m 石门巷道风机风量 $280\text{m}^3/\text{s}$ ，容易时期通风阻力为 1570Pa，困难时期通风阻力为 1780Pa，压入式通风，选用 1 台 FKZNo32 型风机。

2#进风井-740m 石门巷道风机风量 $120\text{m}^3/\text{s}$ ，容易时期通风阻力为 520Pa，困难时期通风阻力为 650Pa，压入式通风，选用 1 台 FKZNo25 型风机。

3#回风井-600m 石门巷道风机风量 $120\text{m}^3/\text{s}$ ，容易时期通风阻力为 1528Pa，困难时期通风阻力为 1818Pa，抽出式通风，选用 1 台 FKZNo25 型风机。

3#回风井-540m 石门巷道风机风量 $116\text{m}^3/\text{s}$ ，容易时期通风阻力为 1530Pa，困难时期通风阻力为 1820Pa，抽出式通风，选用 1 台 FKZNo25 型风机。

主扇风机配备具有相同型号和规格的备用电机，并设有能迅速调换电动机的设施。主扇还应设有使矿井风流在 10min 内反向的措施，其反风量可达到正常运转时风量的 60%以上。

(3) 局部通风

生产时，在其它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或辅扇来进行局部通风，主要有：掘进工作面（包括开拓、采准）、中深孔凿岩作业面等。上述地点可根据生产实际需要安排局扇或辅扇通风。

选用 2 台 FKZ-8-No19 型辅扇用于分段回风天井联络道上，选用 1 台

FKZ-8-No22 型辅扇用于-740m 中段回风天井联络道上，FKZ-6-No17 型辅扇用于-600m 中段回风天井联络道上，选用 1 台 FKZ-4-NO10 型辅扇用于井底粉矿回收水平进风天井联络道。

选配 JK55-1No.5 型局扇 10 台和 JK55-1No.8 型局扇 10 台，用于掘进工作面的通风，今后矿山可根据生产的实际需要增加辅扇和局扇。

（4）通风构筑物

生产时，在需要控制风流的地方架设风门或调节风门，斜坡道联络道、进风天井联络道、回风天井联络道、装矿皮带道水平回风天井联络道、破碎水平回风天井联络道等。

在矿石溜井口和卸载硐室及其他粉尘较多的地方须采用喷雾洒水来降尘。

（5）深热矿井空气调节

井下的环境温度受多因素影响，除了地表气候（气温）外，还包括空气的自压缩热、原岩散热、电气设备放热、柴油机放热等。井下冷负荷汇总见表 2.4-3。

表 2.4-3 井下冷负荷汇总表

序号	井下放热源	计算冷负荷(kW)
1	自动压缩、围岩、柴油设备、机电设备等	19000
2	井下设计工况与室外的焓差	4000
3	合计	23000

深井制冷方案：

1) 采取地表集中制冷站送冷风的方案。在 2#副井处设副井空调机房，在进风井处设进风井空调机房。制冷机组采用电制冷单冷式离心冷水机组，冷水机组采用高压（10kV）供电。

2) 2#副井空调机房内设制冷量 4200kW 单冷式离心式冷水机组 1 台+制冷量 1875kW 水源热泵机组 2 台，联合供冷。

3) 2#进风井空调机房内设 6400kW 单冷式离心式冷水机组 2 台。与 4 台热泵机组联合供冷。

4) 各空调机房设组合式空调机组，将处理后的冷风送入井筒。处理后的空气干球温度为 20.5°C ，相对湿度 95%，绝对含湿量 14.9g/kg ，焓值为 57.7kJ/kg 。副井制冷站设空调机组 7 台，进风井设空调机组 13 台。

5) 空调机房共 2 层，每层层高 7m。离心式冷水机组及水泵等布置一层，空调机组布置在二层，冷却塔布置在屋面。

(6) 井口保温

2#进风井、2#副井进风采用热风机组加热，加热后的空气与未经加热的空气混合，混合后空气温度在 2°C 以上，井口进风预热热负荷

6685kW 。2#副井井口保温采用水源热泵机组回收排出水中的热量，2#进风井保温采用风冷热泵机组供热。

2.4.8 矿山供配电设施

(1) 电源

矿山目前现有一座 $110\text{kV}/10\text{kV}$ 总降压站，站内设有两台主变压器，容量均为 25000kVA ，正常生产时两台变压器同时投入，分列运行。变电站进线采用两回路 110kV 架空进线，一路引自庐江 220kV 变电所，另一回引自绣溪 220kV 变电所。两回路架空线规格均为 LGJX-240 型稀土钢芯铝绞线，两回线路可满足双重电源供电要求。现有庐江 220kV 变电所只能保障二期工程 $1000 \times 10^4\text{t/a}$ 规模一级负荷用电和一期工程 $500 \times 10^4\text{t/a}$ 规模二级负荷用电，不能保障全矿 $1000 \times 10^4\text{t/a}$ 规模所有一级和二级负荷用电。

设计拟在新选厂建设一座 110kV 总降压变电所，变电所内安装 2 台 50MVA 、 $110\text{kV}/10\text{kV}$ 主变压器，为新增的 $500 \times 10^4\text{t/a}$ 采选用电设施提供电源，一期扩能工程现有采选设施仍由现有 110kV 总降压站供电。新建的 110kV 总降压变电所一路电源 T 接自给现有 110kV 总降压站供电的绣溪线，另外自 220kV 黄屯变新建一条 110kV 专线给新建的 110kV 总降压变电所供电。每个 110kV 站当一路电源发生故障时，另一路电源可以带全部负荷，从而保证矿山一级负荷和二级负荷的可靠供电。

（2）负荷

井下排水（工作功率最大约 3400kW）、副井提升（工作功率约 2000kW）、主通风机（工作功率约 4000kW）、消防泵（约 40kW）等为一级负荷，均采用双重电源供电方式。

（3）供配电系统

在矿区选厂新建一座 110kV 总降压变电所，安装 2 台 50MVA，110kV/10kV 有载调压电力变压器，作为全矿的电力供应中心，正常工作时 2 台主变压器同时运行，当 1 台变压器故障时，另一台能保证一级和二级负荷的可靠用电。

110kV 总降压变电所为双层结构，110kV 开关设备（GIS）和 10kV 配电装置均为户内布置，主变为敞开式布置，户外留出运输通道，并满足电缆通道以及建筑物、电气设备之间的防火距离要求。该变电所由两路电源供电，当一路电源发生故障时，另一路电源可以带全部负荷，从而保证矿山一级负荷和二级负荷的可靠供电。

110kV 侧为单母线分段接线，10kV 侧为单母线分段接线。110kV 总降压变电所、10kV 配电站均采用微机综合保护装置，实现供配电系统自动化。自 110kV 变电站采用 10kV 电压为新建选厂及采矿系统各 10kV 配电站、低压变电所放射式供电。

1）地表变配电所

3#主井井塔 10kV 配电站主要为主井提升机（8000kW）、提升机房内低压负荷等供电，主井提升机采用交直交传动方式。两路 10kV 电源采用电缆引自新建 110kV 总降压变电所不同母线段。

2#副井井塔 10kV 配电站主要为副井提升机（ $1 \times 1600\text{kW} + 1 \times 355\text{kW}$ ）及提升辅助变压器等供电。两路 10kV 电源采用电缆引自新建 110kV 总降压变电所不同母线段。副井提升为塔式布置，10kV 配电站位于井塔内，单母线分段接线。

2#副井空调机房 10kV 配电站在机房副跨贴建，两回 10kV 电源采用电缆引自新建 110kV 总降压变电所。该配电站 10kV 系统单母线分段接线，主要用电负荷为电动离心式冷水机组、坑口服务楼箱变及 2#副井副井空调机房变压器。空调机房低压配电室内安装 1250kVA，10kV/0.23kV~0.4kV 变压器 2 台，供电范围主要为空压机房、2#副井空调机房等低压用电。

充填站 10kV 配电站主要为充填回水泵、及车间 2 台 10/0.4kV 变压器供电，10kV 单母线分段接线。充填站变电所所内安装 1000kVA，10kV/0.23kV~0.4kV 变压器 2 台，供电内容包括充填站回水泵站及充填搅拌站低压用电设备，其两路 10kV 电源采用电缆引自新建 110kV 总降压变电所。

2#进风井空调机房 10kV 配电站两回 10kV 电源采用架空线引自新建 110kV 总降压变电所。该配电站 10kV 系统单母线分段接线，主要用电负荷为电动离心式冷水机组及进风井空调机房变电所变压器。进风井空调机房变电所内安装 1600kVA，10kV/0.23kV~0.4kV 变压器 4 台，供电范围主要为冷水泵、组合式空调机组等低压用电。

2) 坑内变配电所

-830m 中央泵房 10kV 配电站毗邻于 -830m 中央水泵房，负担排水泵 10kV 电动机（ $4 \times 1120\text{kW}$ ）、旋回破碎机、-830m 中央水泵房变电所、-740m 充填回风水平采区变电所、-740m 中段 2#进风井石门风机、-740m 中段 3#回风井石门风机、-800m 中段 2#进风井石门风机、-800m 中段 3#回风井石门风机、-800m 出矿中段采区变电所、-830m 有轨运输水平牵引变电所、坑内破碎硐室变电所、坑内矿石转运胶带的供电。10kV 系统单母线分段接线，两路 10kV 电源沿 2#副井井筒引自新建 110kV 总降压变电所不同母线段。

-740m 充填回风水平设置 3 座采区变电所，每个变电所内分别设置 10/1.05kV 电力变压器 1 台（1000kVA），10kV/0.4kV 电力变压器 1 台（630kVA）。主要为潜孔钻机、移动空压机、凿岩台车、天井钻机、锚杆台车、爆破器材库、无轨设备维修设施、照明等低压用电设备提供电源。两路

10kV 电源引自-830m 中央泵房 10kV 配电站，采用 10kV 电缆环网供电，保证供电可靠性。

-800m 出矿中段设置 2 座采区变电所，每个变电所内分别设置 10/1.05kV 电力变压器 1 台（1000kVA）、10kV/0.4kV 电力变压器 1 台（630kVA）、10/1.05kV 电力变压器 3 台（315kVA/台，电动铲运机用）。

主要为浅孔凿岩台车、中深孔凿岩台车、锚杆台、锚索台车、撬毛台车、二次破碎设备、电动铲运机、照明等低压用电设备提供电源。两路 10kV 电源引自-830m 中央泵房 10kV 配电站，采用 10kV 电缆环网供电，保证供电可靠性。

-830m 有轨运输水平设置两座牵引变电所，所内分别设置 630kVA，10/0.4kV 电力变压器 1 台，1000A/DC550V 牵引用硅整流装置 2 套。上述变电所主要为振动放矿机、照明及运输电机车等低压用电设备提供电源。变电所采用双回路 10kV 电缆环网供电，保证供电可靠性。两路 10kV 电源引自-830m 中央泵房 10kV 配电站。

坑内破碎硐室变电所主要用电负荷为振动放矿机、除尘器、装矿皮带道、主井井底排水、副井井底排水等低压用电设备。变电所内安装 630kVA，10kV/0.4kV 变压器 2 台，两路 10kV 电源引自-830m 中央泵房 10kV 配电站。自-830m 中央泵房 10kV 配电站引来一路 10kV 电源专门给旋回破碎机供电。

-540m 中段 3#回风井石门、-600m 中段 3#回风井石门附近分别设置一座变电所给通风机（450kW，高压变频）供电，每个风机变电所两路 10kV 电源分别引自-560m 和-620m 中段设有水泵房变电所。

-740m 中段 2#进风井石门风机变电所内安装 2 台 500kVA，10kV/0.4kV 变压器，主要给 1 台 200kW 风机（变频）供电，两路 10kV 电源引自-740m 中段 3#回风井石门风机 10kV 配电站。

-740m 中段 3#回风井石门风机配电站主要用电负荷为 1 台 1400kW 风机（高压变频）、-740m 中段 2#进风井石门风机变电所等用电设备。

10kV 系统单母线分段接线，两路 10kV 电源引自-830m 中央泵房 10kV 配电站。

-800m 中段 2#进风井石门风机配电站主要用电负荷为 1 台 1000kW 风机（高压变频），10kV 系统单母线接线。-800m 中段 3#回风井石门风机配电站主要用电负荷为 1 台 1400kW 风机（高压变频），10kV 系统单母线接线。两路 10kV 电源引自-830m 中央泵房 10kV 配电站给两座风机配电站环网供电。

井下排水、副井提升、主通风机等一级负荷均采用双回路电源供电方式，满足设计规范要求。

（4）供电电压

110kV 总降压变电所供电线路电压 AC110kV。

配电变压器、中压电动机采用 AC10kV。

地面低压设备为 AC380V。

井下低压设备为 AC380V、AC1000V。

主井提升机、副井大罐笼提升机为 AC3150V。

副井小罐笼为 AC690V。

坑内运输电机车为 DC550V。

控制电压为 AC220V（DC220V）。

地表及坑内照明电压为 AC220V。

检修及采场安全电压 AC36V。

（5）防雷接地

对于高低压配电设备,均要防止高电位侵入。从高压到低压，采用层层设防的办法，各自安装相应的过电压保护器，保证设备安全。

对比较高大的生产厂房或构筑物，安装避雷带。

高压 110kV 系统的接地方式根据当地电力部门的要求确定。

10kV 系统采用中性点经消弧线圈接地系统。

地表各工艺车间接地系统采用联合接地系统，即强电、弱电、防雷采用

一个统一的接地系统，接地电阻不大于 $1\ \Omega$ ，并应满足弱电系统对接地电阻的要求。

110kV 总降压变电所接地电阻按照接地规范要求进行设计。

地表低压系统采用 TN-S 系统，井下低压配电系统采用 IT 系统，并设漏电检测装置，系统接地电阻不大于 $2\ \Omega$ 。

2.4.9 防排水与防灭火系统

（1）排水

-620m 中段涌水量正常 $5941\text{m}^3/\text{d}$ ，最大 $7690\text{m}^3/\text{d}$ ，另有生产回水 $3800\text{m}^3/\text{d}$ ，充填回水 $1000\text{m}^3/\text{d}$ 。含水层按 10 年疏干完成，正常涌水量增大为 $8000\text{m}^3/\text{d}$ ，最大涌水量增大为 $15000\text{m}^3/\text{d}$ 。-620m 水泵房的正常排水量为 $12800\text{m}^3/\text{d}$ ，最大排水量为 $19800\text{m}^3/\text{d}$ 。

-620m 水平以上涌水通过 -620m 水平已有水泵房排出地表。-620m 水泵房设 5 台 MD360-94 $\times$ 8 型多级离心水泵，单台水泵的流量 $Q=360\text{m}^3/\text{h}$ ，扬程 $H=760\text{m}$ ，电机功率 1250kW。利用已有 3 根 $\phi 426\text{mm} \times 16\text{mm}$ 无缝钢管作为排水管，沿副井敷设至地表。

正常涌水时，2 台水泵工作，2 台备用，1 台检修。最大涌水时，3 台水泵同时工作或者 4 台水泵同时工作。正常排水 1 根排水管工作，最大排水 2 根排水管同时工作。

深部矿体生产期间，-620m 水平以下涌水量如下：

井下正常涌水量： $4000\text{m}^3/\text{d}$ ；井下最大涌水量： $8000\text{m}^3/\text{d}$ 。

考虑生产期间还有部分生产回水也需要通过水泵房排出，生产和充填回水约 $4000\text{m}^3/\text{d}$ 。

生产期间，-620m 水平以下的排水量如下：

井下正常排水量： $8000\text{m}^3/\text{d}$ ；

井下最大排水量： $12000\text{m}^3/\text{d}$ 。

在-620m 水平以下各中段副井石门巷道上设泄水钻孔，各中段涌水和生产回水通过泄水钻孔汇集到-830m 中段水泵房后排除地表。

设计-830m 水泵房采用一段直排的方式排水。

矿山井下涌水和生产回水采用集中排出方式，井下水泵房设在-830m 水平 2#副井旁。

-830m 水泵房共设 4 台 MD280-100×9(P)型多级离心泵，另预留 1 台水泵的安装位置。单台水泵的排水量 $Q=280\text{m}^3/\text{h}$ ，扬程 $H=900\text{m}$ ，电机功率 $N=1120\text{kW}$ 。

正常涌水时，2 台水泵工作，1 台备用，1 台检修。最大涌水时，3 台水泵同时工作，1 台备用。

排水管路采用 2 根 $\Phi 351\text{mm} \times 18\text{mm}$ 无缝钢管，沿 2#副井敷设至地表。正常排水时 1 用 1 备，最大排水时 2 根排水管同时工作。

3#主井井底标高为-1005m，在井底粉矿回收道内设粉矿回收水平的井底泵房，水泵房内设 2 台 SQ85-50×4 型排沙潜水泵，1 台工作，1 台备用。单台水泵流量 $Q=85\text{m}^3/\text{h}$ ，扬程 $H=200\text{m}$ ，电机功率 $N=132\text{kW}$ 。排水管采用 1 根 $\Phi 133\text{mm} \times 6\text{mm}$ 无缝钢管。

2#副井井底水窝的积水排至 3#主井粉矿回收水平的井底水仓，粉矿回收泵房再将汇水排至-830m 主水泵房。2#副井井底标高为-1055m，在副井井底设 2 台 SQ70-37×2 型排沙潜水泵，1 台工作，1 台备用。单台水泵流量 $Q=70\text{m}^3/\text{h}$ ，扬程 $H=75\text{m}$ ，电机功率 $N=37\text{kW}$ 。排水管采用 1 根 $\Phi 108\text{mm} \times 5\text{mm}$ 无缝钢管。

（2）防灭火系统

1) 井下采区变电所和牵引变电所、无轨设备维修硐室、电机车维修硐室、水泵房中央变电所、井口风机房、空调机房、值班硐室、候车硐室、爆破器材库、燃油硐室及各个生产水平的关键部位等均采用非可燃性材料建筑，室内（外）应有醒目的防火标志和防火注意事项，并配备干粉灭火器及其它

灭火器材。

2) 根据井下实际情况，在重点部位如辅助斜坡道、井下维修硐室、油库、爆破器材库等设井下消防水给水系统及消火栓，消火栓间距不大于 100m。

3) 每台无轨自行设备（包括井下铲运机、凿岩台车、运人车、材料车等，不论是柴油驱动还是电动）均需配备车载灭火器。

4) 井下柴油设备或油压设备，严禁出现漏油，出现漏油应及时处理。

5) 井下各种油类，应单独存放于安全地点。装油的铁桶应有严密的封盖。应采用输油泵或唧筒输油，尽量减少漏油。储存动力油的硐室应有独立风流，安全坚固，照明度好，其储量不得超过三昼夜的需用量，必须配有专线通讯和报警系统，必须有专人管理，在库内作业应严格遵守本岗位的安全操作和防火灭火规定，硐室设甲级防火门及明显的严禁烟火的标志，硐室内应设消防给水系统及消火栓。

6) 向地下运送燃料油、润滑油及液压油，应使用专用的油灌车或油桶，运油时应做到不渗油且防火、防静电；运输时行驶速度不应超过 15km/h，与其它同向运行车辆的距离不小于 100m，油料运输的无轨设备应采用湿式制动。

7) 废弃的油、棉纱、布头、纸和油毡等易燃品，应放在有盖的铁桶内，并及时运到地面处理。

8) 禁止用火炉或明火加热井下空气，或用明火烘烤井口冻结的管道。井下禁止使用电炉和灯泡防潮、烘烤和采暖。

2.4.10 矿山专项安全保障系统

(1) 监测监控系统

1) 有毒有害气体监（检）测

建立通风系统的监测监控系统，选择能测量 CO、O₂、NO₂ 浓度同时具备报警参数设置和声光报警功能的气体检测报警仪，主要用于爆破作业后的

采掘工作面有毒有害气体检测。选取一定数量的便携式气体检测报警仪配备井下，满足采场爆破和掘进爆破后的炮烟检测。CO 报警浓度设置为 24ppm，NO₂ 报警浓度设置为 2.5ppm。

2) 通风系统监测

主要设置传感器有：风压传感器、风速传感器、风机开停传感器，其中风速传感器能设置风速和具备报警功能。

风压传感器：主要通风机房设风压传感器。

风机开停传感器：对主扇和辅扇设风机开停传感器。

风速传感器：投产时在进风巷道和回风井巷、井下运输巷道、中段（或采区）的回风井巷、井下溜破系统及中段回风井巷等处设置风速传感器。风速传感器应有风速报警功能。

3) 视频监控

设计拟于地表充填搅拌站、井下斜坡道、操作硐室、集中溜井装、卸矿点、破碎硐室、水泵房及中央变电所、采区变电所、值班硐室、候车硐室、井下维修硐室、爆破器材库、皮带装矿硐室及转载硐室、地表风机房等处安装摄像机观察采区工作情况。通过光缆及综合信息网络环网交换机接入监控系统网络，将视频信号送至调度室。视频监控的功能与性能设计、设备选型与设置、传输方式、供电等符合《视频安防监控系统工程设计规范》GB50395-2007 的规定。

（2）井下人员定位系统

为了实时了解当班井下作业人员的数量以及监控井下各个作业区域人员的动态分布及流动情况，保障人员安全，井下设人员定位系统。

人员定位系统由 Wi-Fi 电子标签、通信基站（具有人员定位功能）跟踪定位服务器及虚拟现实分析软件组成。在三维虚拟环境下，系统动态的显示井下人员和设备的移动状态及移动轨迹，并将监控数据保存在数据库中，系统提供查询和统计功能。根据监控数据可对生产效率及设备能力等进行统计

与分析。

（3）紧急避险系统

根据《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》KA/T2033-2023 的要求，矿山为每个下井人员配备 1 个时间不少于 30min 的自救器，要求所有入井人员均应随身携带。矿山配备自救器的总台数不应少于矿山总下井人数的 1.1 倍。

二期工程井下生产期间主要安全出口有两个，分别为 2#副井和辅助斜坡道，另外 2#进风井和 3#回风井内均架设有梯子间，作为井下的紧急安全出口。各生产中段、分段均设有至少两个便于行人的安全出口，并能与通往地面的安全出口相通。井下各井口、井巷交叉处悬挂明显的线路标志，指明安全出口的方向；井下应在关键的路口和位置设逃生路线指示牌，各种标志和指示牌应涂有反光的荧光粉，重点部位应有良好的照明和警示灯，保证井下工作人员的安全进出。

（4）压风自救系统

在地表工业场地新建空压机站，为井下-620m 水平以下压风自救系统提供压缩空气，所需的气量 $50.4\text{m}^3/\text{min}$ 。选用 3 台 SA185A 螺杆式空压机，2 用 1 备。单台空压机工作参数为： $Q=30.4\text{m}^3/\text{min}$ ， $P=0.8\text{MPa}$ ，电机功率 $N=185\text{kW}$ ，电压 380V，冷却方式为风冷。每台空压机配 1 个 3m^3 储气罐。

压缩空气通过 1 根 $\Phi 159\text{mm} \times 6\text{mm}$ 无缝钢管经 2#副井接至井下各用气水平。中段压气管路采用 $\Phi 133\text{mm} \times 5\text{mm}$ 无缝钢管，压风自救系统管路采用 $\Phi 89\text{mm} \times 5\text{mm}$ 无缝钢管，并接入避险硐室。

井下采掘作业场所、爆破时撤离人员集中地等处的压风管道上均接出支管并安装阀门。各主要生产中段和分段进风巷道的压风管道上每间隔 200m 接出支管并安装阀门。独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的压风管道上接出支管并安装阀门，向外每间隔 200m 接出支管并安装阀门。

（5）供水施救系统

井下供水施救系统与坑内生产供水管网系统相结合，通过斜坡道进入井下各生产工作面和硐室，选用的供水管为无缝钢管，将地表的高位水池与供水管网连通，在供水施救地点设置生活饮用水过滤装置，水质符合《生活饮用水卫生标准》GB5749-2022 的要求。

（6）通信联络系统

在井下变配电所、水泵房、维修硐室、风机硐室、值班硐室、爆破器材库、候车硐室、中段及分段等重要位置设置通信联络终端。两条通信铠装光缆分别从 1#副井、-620m 中段巷道和辅助斜坡道延伸段

（-620m~-830m）和 2#副井进入井下各生产水平。进入井下配线设备，并于井下构成环型通信网，其中任何一条通信电缆发生故障，另一条通信电缆的容量均能担负井下各通信终端的通信能力。由于井下条件恶劣，常年阴暗潮湿，设计选用具有防水、防腐、防尘的工业型通信终端。

此外，井下还设有无线通讯系统，实现地表管控调度人员和井下人员可以随时进行语音通话，确保调度工作的有效性和实时性。本工程设计将选用具有防水、防腐、防尘的工业型通信终端，坑内的缆线均选用铠装电缆、铠装光缆在井下巷道内明挂敷设。

2.4.11 压风及供水系统

（1）压风设施

1) 压缩空气设施

坑内用气设备为潜孔钻机，潜孔钻机配备移动式空压机供气，每台潜孔钻机配备一台移动空压机，移动空压机采用水冷方式冷却。

2) 压风自救系统

在地表工业场地新建空压机站，为井下-620m 水平以下压风自救系统提供压缩空气，所需的气量 $50.4\text{m}^3/\text{min}$ 。选用 3 台 SA185A 螺杆式空压机，2 用 1 备。单台空压机工作参数为： $Q=30.4\text{m}^3/\text{min}$ ， $P=0.8\text{MPa}$ ，电机功率 $N=185\text{kW}$ ，电压 380V，冷却方式为风冷。每台空压机配 1 个 3m^3 储气罐。

压缩空气通过 1 根 $\Phi 159\text{mm} \times 6\text{mm}$ 无缝钢管经 2#副井接至井下各用气水平。中段压气管路采用 $\Phi 133\text{mm} \times 5\text{mm}$ 无缝钢管，压风自救系统管路采用 $\Phi 89\text{mm} \times 5\text{mm}$ 无缝钢管，并接入避险硐室。

（2）坑内供水系统

-620m 水平以下的生产用水量为 3000t/d。供水管经 2#副井接入各中段送至坑内各用水点。井筒内主供水管采用 1 根 $\Phi 219\text{mm} \times 13\text{mm}$ 无缝钢管，各中段供水管采用 $\Phi 159\text{mm} \times 9\text{mm}$ 无缝钢管，接至供水施救系统管路采用 $\Phi 32\text{mm} \times 4\text{mm}$ 无缝钢管。主供水管路在进入各中段巷道处设减压阀减压，使供水压力满足生产要求。

井下巷道设有供水管道，避灾硐室施救水管由巷道的供水管接入，供水施救水管采用 $\Phi 32\text{mm} \times 4.0\text{mm}$ 无缝钢管。

井下采掘作业场所、爆破时撤离人员集中地点等处的供水施救供水管道上均接出支管并安装阀门。各主要生产水平进风巷道的供水施救供水管道上每隔 200m 接出支管并安装阀门。独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的供水施救供水管道上接出支管并安装阀门，向外每间隔 200m 接出支管并安装阀门。

2.4.12 安全管理及其他

（1）安全管理机构

罗河矿设立了专职安全管理机构-安全生产管理部，专职负责安全管理工作，并任命了专、兼职安全管理人员。

（2）五职矿长和安全总监

2024 年 5 月 30 日，安徽马钢罗河矿业有限责任公司发布了《关于罗河铁矿五职矿长任命的通知》（罗河〔2024〕65 号），任命了陈扬任罗河铁矿矿长；李周伟任罗河铁矿技术副矿长（总工程师）；许成满任罗河铁矿机电副矿长；魏福海任罗河铁矿生产副矿长；袁海涛任罗河铁矿安全副矿长。

2024 年 11 月 29 日，安徽马钢罗河矿业有限责任公司发布了《关于罗河矿“五科”专业技术人员任命的通知》（罗河〔2024〕121 号），任命了何晓文、袁锦锋为采矿专业技术人员；王施璐、王兴坤为通风专业技术人员；孙仕平、姚嗣伟为地质专业技术人员；李建、王世松为测量专业技术人员；吕海军、李昌飞、张锐、凌辉为机电专业技术人员；丁开振、程从文为尾矿库专业技术人员。

（3）安全生产规章制度

安徽马钢罗河矿业有限责任公司修订发布了《安全生产责任制》《安全技术操作规程》《安全生产管理制度》。

（4）安全资金投入及保险缴纳情况

企业正常生产时按规定逐月提取安全生产费用，并根据《企业安全生产费用提取和使用管理办法》（财资〔2022〕136 号）的要求，依据当月开采的原矿产量，于月末提取企业安全生产费用。提取标准每吨 15 元，按照规定专款专用。

（5）劳动定员

采矿和选矿需新增在册人员为 569 人。其中：采矿车间岗位定员为 411 人，选矿车间岗位定员（含尾矿）为 158 人。矿部管理及其他人员仍沿用矿山现有定员不变。

（6）投资估算

二期工程可行性研究估算新增含铺底流动资金总投资额为 340037 万元，其中工程费用为 255198 万元，工程建设其他费用 44429 万元，基本预备费用 27447 万元，建设期利息 8334 万元，铺底流动资金为 2639 万元。

3 定性定量评价

本章根据有关国家标准规范，利用预先危险性分析法（PHA）、安全检查表法（SCL）、数值计算法等评价方法，按划分的评价单元辨识建设项目潜在的危险、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、规范标准的符合性；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，评价单元划分及评价方法选择如表 3-1 所示。

表 3-1 评价单元划分及评价方法选择

序号	评价单元	评价方法
1	总平面布置单元	安全检查表法
2	开拓单元	预先危险性分析法、安全检查表法
3	提升和运输单元	预先危险性分析法、安全检查表法
4	采掘单元	预先危险性分析法、安全检查表法、数值计算法
5	充填单元	预先危险性分析法、安全检查表法
6	通风单元	预先危险性分析法、安全检查表法
7	防排水与防灭火单元	预先危险性分析法、安全检查表法
8	矿山专项安全保障系统单元	安全检查表法
9	供配电设施单元	预先危险性分析法、安全检查表法
10	安全管理单元	安全检查表法
11	重大危险源辨识单元	

评价方法简介：

（1）预先危险性分析

预先危险性分析法是在进行某项工程活动之前，对系统中存在的各种危险因素、触发条件和事故可能导致的后果进行宏观和概略分析的系统安全分析方法，属于定性评价。其目的是早期发现系统的潜在危险因素，确定系统的危险等级，提出相应的防范措施。

通过预先危险分析（PHA），力求达到以下 4 个目的：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。

在分析系统危险性时，为了衡量危险性的大小及其对系统破坏程度，将各类危险性划分为 4 个等级，见表 3-2。

表 3-2 危险性等级划分表

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，暂时还不至于造成人员伤亡、系统损坏可降低系统性能，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，要立即采取防范对策措施
IV	灾难性的	造成人员重大伤亡及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

（2）安全检查表

安全检查表是将一系列分析项目列出检查表进行分析以确定系统的状态，这些项目包括设备、贮运、操作、管理等各个方面。依据对某些位置区域危险、有害因素的分析结果，以相关的设计规范标准、法规及规程和规定的要求，结合以往的实践经验和教训，用安全检查表分析、预测可行性研究、工程设计、施工、运行及检修中可能存在的隐患和危险、有害因素，提出防患于未然的防灾、减灾对策措施。

3.1 总平面布置单元

3.1.1 选址危险、有害因素分析

（1）自然灾害危险性分析

区域内自然灾害主要有地震、雷击、高低温等。

1) 地震

矿区所处区域地震烈度为Ⅶ度，地震可引起巷道变形、坍塌和堵塞、地表沉陷、设备设施的损坏和人员的伤亡，影响矿山正常生产。地下开采爆破引发的地震效应也会对地表产生影响。

2) 雷击

矿区夏季多雨季节雷电较多，有引发雷击的可能。

夏天雷击能破坏建筑物和设备，并可能导致火灾和爆炸事故的发生。同

时雷电也会对监控系统造成损坏。

雷电对地下开采安全的影响，主要为其对地表供电等产生影响，雷电引起配电系统的过电压，威胁电气设备、线路及人身的安全。该项目中配电室等设施具有危险性、带电性等，在自然环境中易受雷击危害。

3) 高温和低温

区内冬季寒冷，夏季午后炎热，历史最高气温 41.3℃，最低气温-12.3℃。若没有采取必要降温措施，可能发生人员中暑。若没有采取必要的防寒、保暖措施，可能发生人员冻伤。

该区域降雨量较大时，如果地面排水设施排水不畅，会使大量雨水由竖井进入井下，易形成涌水危害，对井下工人安全造成威胁。大雨、暴雨可能引发洪水冲毁道路，给行进中的车辆和人员造成危险。

(2) 该项目与周边环境的相互影响

1) 工程地质的影响

罗河铁矿为四周边界相对封闭的水文地质单元（地下水系统），其补给量主要是大气降水和地表水由上而下越流补给或通过垂向集中通道越导补给，所以其顶边界为补给边界，底边界为隔水边界。

矿体顶板次生石英岩和粗安岩及砂岩裂隙水和第四系孔隙水总体为弱含水层（体），以次生石英岩孔洞裂隙水为相对富水的含水层（体），岩浆岩裂隙含水层相对富水的区块主要处于-620m 水平以上，可能发生较大水害事故也处于这一段内：①次生石英岩孔洞裂隙含水层底板标高平均为-345.18m，向西倾伏，但多在-620m 水平以上；②断裂多发生在成矿以后，具多次活动和反复改造现象，延伸不大，但除少数大型断裂（F001、F201）切割矿体外，大部分消失于砖桥组下部凝灰岩之上；③发育的 3 个破碎带均在-550m 以上，分别主要分布于上部粗安岩、次生石英岩、下段粗安岩中，上部破碎带发育于 0~-200m 标高间，厚度一般 2~30m，大于 10m 的破碎段多呈北西与东北向展布，中间破碎带分布于-170~-380m、-300~-500m 间，厚度 5~100m 不等，

一般破碎严重，钻进至破碎带时，常有坍塌、掉块、严重漏水现象，下部破碎带分布于-410~-550m 标高间，分布较零乱，在矿床北东部和西南部直接位于矿体顶板，对矿体顶板的稳固性起一定的破坏作用；④裂隙的开启性随深度减小，含、导水性能亦随之减弱。

矿区内较大的断裂有两条，北东向断裂主要以 F001 为主，是矿区发育的最大一条断裂，总宽度 50~150m。该断层位于矿区西侧，对目前一期的地下采矿无大的影响，对二期井巷工程布置和矿体开采后的地表变形范围起控制作用，北西向断层最大是 F201 断层，也发育在矿区西部，走向 300°~320°。断裂带两侧岩石破碎，对目前的地下开采无大的影响，对开采地表变形范围起控制作用。除 F001、F201 断裂外，其他断裂，多位于矿体上部，对地下开采活动影响不大，对地表变形的影响作用也不大。

矿区西北端部，矿体埋深较大，发育有矿区范围内的最大的断裂 F001 断裂，该断裂带直接影响并控制矿体开采后的地表变形区的范围。断裂带两侧的岩体性质很差；矿区西南端部，矿体埋深较大，矿区较大的 F201 断裂位于本区，断裂带两侧的岩体较差，矿山开采及工程建设应密切注意其影响；矿区东端部，矿体较厚，埋深相对较浅。零星发育有北东向断裂及北西向断裂，对地表塌陷的影响作用不大。

2) 周边环境的防护

矿区周边采矿权设置有沙溪铜矿、龙桥铁矿、泥河铁矿、马鞭山铁矿、钟山铁矿、大包庄硫铁矿、金鼎硫铁矿等，临近的矿山只有大包庄硫铁矿，位于矿区东南，二者矿权边界最近点相距 468m，对开采无影响，泥河铁矿位于罗河铁矿北部，二者矿权边界相距约 1.5km，目前未开采。其他矿山距罗河铁矿距离均大于 5km 以上。罗河铁矿与周边矿权及地表岩石移动界线无重叠或交叉。

矿区周边没有自然保护区、水源保护区、风景名胜区、著名自然历史遗产、电台通讯、电视转播、雷达导航和重要的天文、气象、地震观察台以及

军事设施等敏感区。矿区范围内无需要保护的高压线、合肥-铜陵高速公路、桥梁等设施。矿区外东侧和东南侧有高速公路、省道、朱桥水库和张院水库等，以上设施距离本项目地表移动界线最近的为京台高速，相距 106m，对矿区开采没有影响。

罗河铁矿开采范围内地表大部为农田，采矿工程开采地表影响范围内主要分布有一些村庄，有李家、洪家老屋、堰梢、王庄、前王庄、龙头、向庄凹、杏子埂、无粮塆、L09 和 L11 监测点处房屋、刘院以及包山等村庄，约有 260 栋房屋，均为 3 层以下砖混结构。开采移动范围内地表水体以池塘为主，仅有三条河床窄浅弯曲的小溪。西南部小溪略宽，达 10~15m，河床底局部切露基岩，西部小溪宽 5~10m，河床内仅见窄而薄的含砾细纱土，东部小溪宽 5m 左右。前两条小溪分别由东而西和由北东而南汇入罗昌河后一条小溪则由南而北流入黄泥河。这些小溪为无源之水，完全受降雨控制，雨期水满，早期水涸。矿区东部有小型朱桥水库，青山水库有较长的引水渠道通过矿区东部。矿区东部距离地表移动界限最近的小型水库是朱桥水库，其到地表移动界限距离约 274m，在安全距离之外，不对矿区开采活动构成影响。

矿区地形低缓，虽然水塘较多但地表风化残坡积之亚粘土广布，使其与基岩地下水没有水力联系对未来矿床充水影响不大。

矿区范围内存在乡村道路、电力线路等，矿区外东侧和东南侧有高速公路、省道、朱桥水库和张院水库等，这些设施距离本项目地表移动界线最近的为京台高速，相距 106m，对矿区开采没有影响。

3) 一期扩能工程地下开采对地表建（构）筑物影响分析

中钢集团马鞍山矿山研究总院股份有限公司完成了罗河铁矿地表变形特征及其对地表建（构）筑物的影响程度研究，提交了《罗河铁矿一期 500×10⁴t/a 扩能工程地下开采对地表建（构）筑物影响分析研究》报告，报告中采用 FLAC3D 软件进行了矿体开采充填过程的三维数值计算，按罗河铁矿条带布置方式，条带宽度 72m，间柱宽度 20m，通过网格划分建立数值网格

模型，如图 3.1-1 所示。

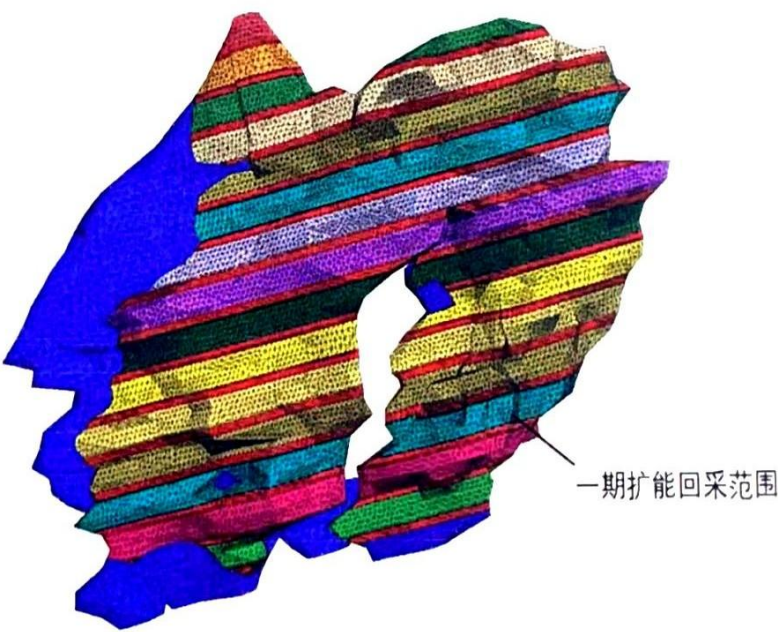


图 3.1-1 一期扩能工程开采范围网格划分图

①地表沉降

报告通过对罗河矿区节理裂隙调查、矿区典型岩体物理力学性能参数测试，获取了 2000 多条节理裂隙及相关参数，以及 500 多个岩石点荷载试样测试数据，掌握了矿石和围岩的基本力学特性。由于岩体主要由结构面和结构体组成,岩体在结构面切割弱化的作用下，其力学参数与完整岩块的力学参数有较大差别，故室内岩石力学试验测得的岩石物理力学参数不能直接用于工程岩体计算。因此，采用 Hoek-Brown 强度折减方法对岩体力学参数进行估算，该方法中地质强度指标 GSI 值给定的为范围值,因此计算得到的岩体力学参数也将是范围值。为更合理的模拟地下开采对地表造成的影响,将 GSI 值取最大值、中间值及最小值,分别对应参数一、参数二、参数三，由此计算得到三种岩体力学参数。数值模拟岩体物理力学参数见表 3.1-1。

表 3.1-1 数值模拟岩体物理力学参数

岩性	杨氏模量（MPa）			粘聚力（MPa）			摩擦角（°）			抗拉强度（MPa）			密度（kg/m³）	泊松比
	参数一	参数二	参数三	参数一	参数二	参数三	参数一	参数二	参数三	参数一	参数二	参数三		

第四系岩组	10			0.018			20			0.005			1900	0.35
断裂带	2309			1.3			29			0.01			2500	0.3
风化岩组	2652	1491	838	1.25	1.0	0.8	29	26	23	0.02	0.009	0.004	2340	0.35
上部粗安岩岩组	32115	13542	5711	5.4	4.4	3.5	46	41	37	0.35	0.11	0.03	2460	0.2
次生石英岩岩组	4216	2371	1333	5.7	4.7	3.6	32	29	25	0.04	0.02	0.009	2730	0.3
矿体顶板岩体	16599	7000	2951	3.9	3.2	2.6	43	38	34	0.14	0.05	0.014	2500	0.25
岩体	42169	23713	13335	13.9	11.9	10.4	46	43	40	0.9	0.4	0.2	3700	0.15
充填体	6887	3443	1721	0.104			35			0.05			2200	0.25

数值模拟结果发现，地表下沉大致呈圆漏斗形向四周展开：参数一条件下，地表最大下沉值为 8cm，位于坐标点（X=343310，Y=5311539）附近；参数二条件下，地表最大下沉值为 16.1cm，最大下沉点位于坐标点（X=3433080，Y=531113）附近；参数三条件下，地表最大下沉值为 32.2cm，最大下沉点位于坐标点（X=3433079，Y=531123）附近。不同参数条件下，地表下沉值逐渐扩大，范围也略有变化，最大下沉点未发生较大变化。

②地表移动变形

通过对数值模拟结果地表位移数据进行处理，计算地表建（构）筑物的地表变形值，以评价地表建（构）筑物的安全状态。最终得到各监测点的地表倾斜范围 0.02mm/m~0.47mm/m、地表曲率范围 $0.0004 \times 10^3/\text{m} \sim 0.006 \times 10^3/\text{m}$ 、地表水平变形范围 0.04mm/m~0.24mm/m。

根据相关规范要求，I 类保护等级建（构）筑物地表允许变形值为：地表倾斜 $i \leq 3\text{mm/m}$ ，地表曲率 $K \leq 0.2 \times 10^3/\text{m}$ ，地表水平变形 $\varepsilon \leq 2\text{mm/m}$ 。因此不同参数条件下，矿山一期 $500 \times 10^4\text{t/a}$ 扩能工程井下开采对地表正常稳定的建（构）筑物影响较小，建（构）筑物地表变形值均小于 I 类保护等级允许变形值，满足相关设计规范中 I 类保护等级的相关要求。

4）二期工程开采对地表影响分析

为了初步了解二期工程开采后对地表稳定性的影响程度，采用 FLAC3D 软件对二期工程范围内矿体开采进行了模拟。矿体模型包含八个中段：-

840m~-800m 中段、-800m~-740m 中段、-740m~-680m 中段、-680m~-620m 中段、-620m~-560m 中段、-560m~-508m 中段、-508m~-455m 中段和-455m 以上中段，其中-620m 以下中段矿柱布置方向与最大主应力垂直，-620m 以上中段矿柱布置方向与最大主应力方向呈 42° 夹角，由此得到了盘区矿柱回收前，开采的影响范围。

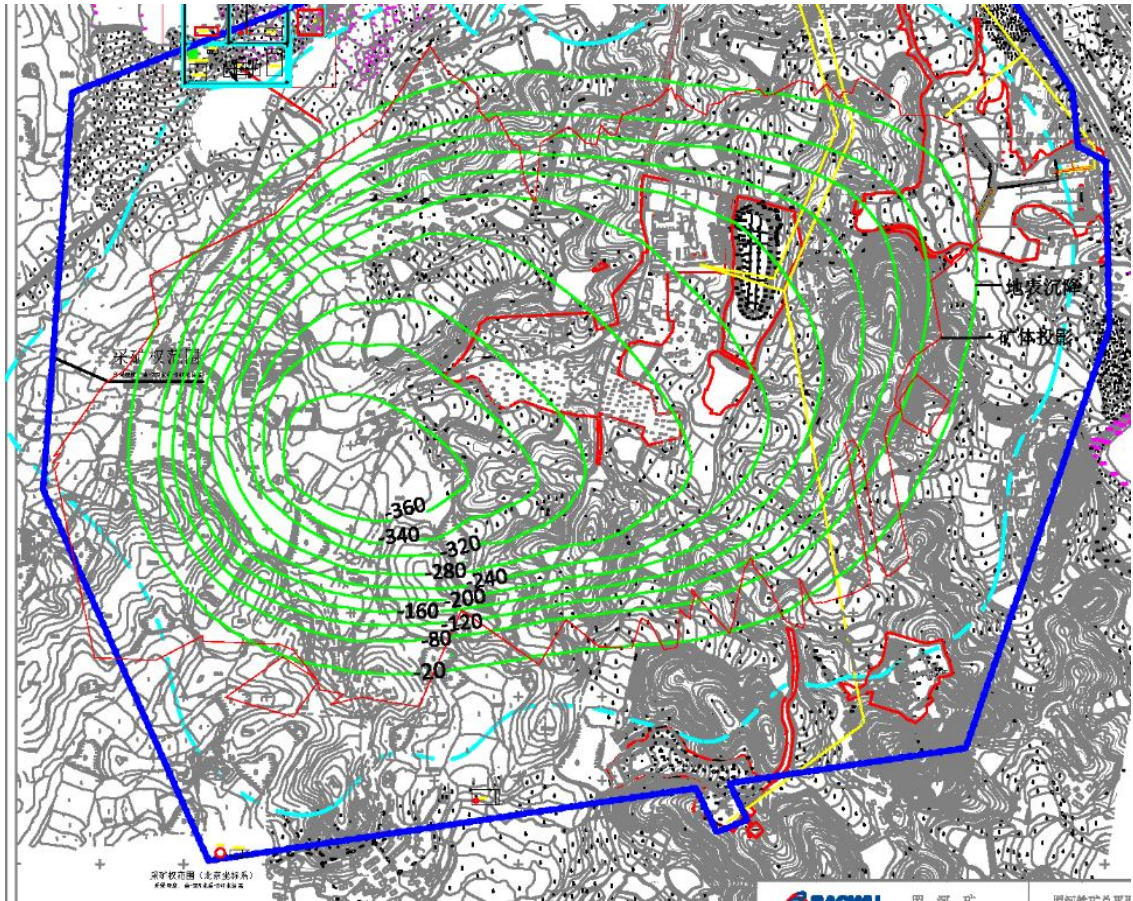


图 3.1-2 二期工程开采后地表沉降示意图（单位 mm）

3.1.2 安全检查表法

表 3.1-2 总平面布置安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
1	1 个采矿权范围内原则上只能设置 1 个生产系统。	《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》	采矿权范围内只设置一个生产系统。	符合要求
2	下列地段和地区不应选为厂址：发震断层和抗震设防烈度为 9 度及高于 9 度的地震区；有严重放射性物质污染影响区；生活	《工业企业总平面设计规范》（GB50187-2012）	地震烈度 VII 度区，矿上工业场地附近无风景名胜	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	居住区、文教区、水源保护区、名胜古迹、风景游览区、温泉、疗养区、自然保护区和其它需要特别保护的区域；对飞机起落、电台通讯、电视转播、雷达导航和重要的天文、气象、地震观察以及军事设施等规定有影响的范围内；很严重的自重湿陷性黄土地段，厚度大的新近堆积黄土地段和高压缩性的饱和黄土地段等地质条件恶劣地段；具有开采价值的矿藏区；受海啸或湖涌危害的地区。	第 3.0.14 条	区、自然保护区和其它地形地貌景观和地质遗迹。	
2	总平面布置应节约集约用地，提高土地利用率。布置时应符合下列要求： 1 在符合生产流程、操作要求和使用功能的前提下，建筑物、构筑物等设施，应采用联合、集中、多层布置； 2 应按企业规模和功能分区，合理地确定通道宽度； 3 厂区功能分区及建筑物、构筑物的外形宜规整； 4 功能分区内各项设施的布置，应紧凑、合理。	《工业企业总平面设计规范》 (GB50187-2012) 第 5.1.2 条	可研报告中按要求进行了设计。	符合要求
3	矿井（竖井、斜井、平硐等）井口的标高应高于当地历史最高洪水位 1m 以上。工业场地的地面标高应高于当地历史最高洪水位。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.8.2.3 条	当地历史最高洪水位为 +20m，2#副井、3#主井、2#进风井和 3#回风井口标高分别为 +44.5m、+44.2m、+39.2m 和 +21.2m，均高于历史最高洪水位 1m 以上，受地表洪水淹没的危险性较小。	符合要求
4	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》 (GB50187-2012) 第 3.0.8 条	该项目为改扩建工程，厂址具有满足建设工程需要的工程地质条件和水文地质条件。	符合要求
5	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（特别）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》 GB50187-2012 第 3.0.6 条	该项目为改扩建工程，厂址满足要求。	符合要求
6	厂址应位于不受洪水、潮水或内涝威胁的	《工业企业总平面设计	工业场地内相关建	符合

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	地带；当不可避免时，心须具有可靠的防洪、排涝措施。	规范》 GB50187-2012 第 3.0.12 条	筑物不受洪水、潮水或内涝威胁。	要求
7	矿山企业的办公区、生活区、工业场地、地面建筑等，不应设在危崖、塌陷区、崩落区，不应设在受尘毒、污风影响区域内，不应受洪水、泥石流、爆破威胁。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 4.6.1 条	该项目为改扩建工程，办公区、生活区、工业场地等均利旧，选址满足要求。	符合要求
8	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》 (GB16423-2020) 第 6.3.1.2 条	矿区圈定了塌陷区，地表主要建构筑物、主要井筒布置在塌陷区范围之外。	符合要求
9	地表主要建构筑物、主要开拓工程入口应布置在不受地表滑坡、滚石、泥石流、雪崩等危险因素影响的的安全地带，无法避开时，应采取可靠的安全措施。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.3.1.3 条	地表主要建构筑物、主要开拓工程入口未布置在相关危险区域。	符合要求
10	采矿设计应提出矿柱回采和采空区处理方案，并制定专门的安全措施。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.3.1.5 条	设计提出矿柱回采方案。	符合要求
11	禁止在下列范围内从事采矿、采石、取土、爆破作业等危及公路、公路桥梁、公路隧道、公路渡口安全的活动： （一）国道、省道、县道的公路用地外缘起向外 100 米，乡道的公路用地外缘起向外 50 米； （二）公路渡口和中型以上公路桥梁周围 200 米； （三）公路隧道上方和洞口外 100 米。 在前款规定的范围内，因抢险、防汛需要修筑堤坝、压缩或者拓宽河床的，应当经省、自治区、直辖市人民政府交通运输主管部门会同水行政主管部门或者流域管理机构批准，并采取安全防护措施方可进行。	《公路安全保护条例》第十七条	地表移动界线距离京台高速 106m。	符合要求

3.1.3 评价小结

该项目为二期建设项目，利旧开拓工程、地表工业场地等均已建设完成，

新建井巷工程布置符合规范要求。

该项目总平面布置中应加以重视的问题有：

（1）矿区地表有需要保护的农田、村庄、电力线路、高速公路、乡村道路和国道，应开展地下开采对地表建构筑物的安全影响研究，矿山应加强日常生产过程中地表建构筑物的安全稳定监测工作，加强地表变形研究，根据地表变形范围研究结论，及时调整监测点布置。

（2）进一步分析已有及新增的工程地质数据，查清各种岩石围岩变化情况。

（3）建议进行矿区深部原岩应力测量，研究矿区地应力的分布规律，对采场及巷道工程的稳定性进行数值模拟，进行采场结构参数优化，为采矿设计提供合理的采矿方法、开采顺序、采场结构参数，推荐有利于围岩稳定的采矿方法和矿房、矿柱尺寸。

（4）二期开采范围内的矿体较为厚大，为准确评估地下开采对地表的影响，应在获取相关基础资料后，进行专题研究，避免井下开采对地表的设施出现过大的安全影响。

（5）下一步设计阶段应明确岩石移动角取值，并给出岩石移动范围，明确岩石移动范围内需保护的建构筑物和设备设施的安全措施。

（6）应开展二期工程基建与一期工程生产之间的相互影响研究评价，补充上下两个采区同时生产安全可靠措施。

3.2 开拓单元

3.2.1 危险、有害因素辨识与分析

开拓系统主要存在的危险、有害因素有：

（1）井巷工程施工过程中，凿岩、爆破后由于振动，顶板和帮壁会产生危石，如果岩层破碎、断层裂隙发育、支护不及时可能产生顶板冒落或片帮，未事先处理顶板和两帮的浮石，均可造成人员伤亡。

（2）井巷工程施工过程中若与含水层贯通可能引发透水事故。

(3) 若一次爆破药量较大，爆破冲击波、爆破飞石对人员、井巷、设备产生危害；处理盲炮、残炮方法不当，造成放炮事故。

(4) 井巷工程施工过程中采取安全防护措施不当，可能导致高处坠落事故。

(5) 顶板及两帮的浮石未及时处理或处理不干净，浮石坠落；施工过程中物料、设备、工具等坠落物均可能产生物体打击。

(6) 井巷工程施工和使用过程中通风措施不当、安全管理不善，容易发生炮烟中毒窒息事故，造成人员伤亡。

3.2.2 预先危险性分析

表 3.2-1 开拓系统预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防范措施
冒顶 片帮 井巷 坍塌	掘进顺序、凿岩爆破等操作不当；施工过程中未按设计进行；围岩松软不稳固的掘进工作面没有及时采取支护措施、支护质量不合格；未及时处理浮石或处理浮石操作不当；井巷工程维护不当。	人员伤亡 设备损坏	IV	掘进顺序、凿岩爆破、井巷支护等应按设计、规定等进行；施工过程中应进行安全防护、及时对井筒进行砌护；并保证支护质量；事先处理顶板和两帮的浮石；处理浮石应正确操作。
透水	遇含水层时未采取超前探水措施与含水层贯通；地表防洪工程不合格，井下排水设施不健全；应急系统不完善。	人员伤亡 设备损坏	III	井巷掘进时，采取超前探水措施，尽量避开地质构造带；合理设计防排水设施；建立预警机制并有效实施。
放炮	一次爆破药量较大，爆破冲击波、爆破飞石对人员、井巷、设备产生危害；处理盲炮、残炮方法不当。	人员伤亡 设备损坏	IV	合理设计爆破作业；控制装药数量；爆破时及时发出警戒信号；爆破前留出足够的时间，使人员及时躲避，人员和设备应在安全距离之外；正确处理盲炮、残炮。
炸药 爆炸	未按要求储存起爆器材；未配备防灭火设施。	人员伤亡 设备损坏	IV	合理选择发放站位置；根据爆破器材性质按要求分类储存；严禁存在吸烟等外界火源；配备必要的灭火器材。
中毒 窒息	独头掘进时未采取有效的通风措施。	人员伤亡	IV	井巷施工过程中应设置足够的通风设施。
高处 坠落	人员从井口坠落；高处作业时坠落。	人员伤亡	III	井口采取适当的防护措施，如设置防护栏和警示标志等；安全出口应按要求设置梯子间等；高处作业应采取安

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防范措施
				全防护措施，如设置安全平台、佩戴安全带等。
物体打击	井口或井筒内设施掉落；浮石未及时处理或处理不干净浮石坠落；施工过程中物料、设备、工具等坠落物等。	人员伤亡	III	1.采用普通法掘进天井时，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 6m，掘进高度超过 7m 时必须安装梯子间和渣子间。 2.天井贯通前 7m，测量人员必须给出准确的贯通位置，并在上部巷道设置安全警示标志和围栏。

3.2.3 安全检查表

本节安全检查表内的检查项依据《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）进行编制。

表 3.2-2 开拓系统安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
安全出口				
1	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；矿体一翼走向长度超过 1000m 时，此翼应有安全出口。	《金属非金属矿山安全规程》 GB16423-2020 第 6.1.1.1 条	设计直通至地表的安全出口共 2 个：2#副井和辅助斜坡道，另外 2#进风井和 3#回风井内均架设有梯子间，作为井下的紧急安全出口。	符合要求
2	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》 GB16423-2020 第 6.1.1.1 条	各生产中段、分段均设有至少两个便于行人的安全出口，并能与通往地面的安全出口相通。	符合要求
4	作为应急安全出口的竖井应设应急提升设施或者梯子间。深度超过 300m 的井筒设置梯子间时，应在井筒无马头门段设置与梯子间相通的休息硐室。休息硐室间距不大于 150m。硐室宽度不小于 1.5m，深度不小于 2.0m，高度不小于 2.1m。	《金属非金属矿山安全规程》 GB16423-2020 第 6.1.1.4 条	作为安全出口的 2#副井安装双罐笼，作为应急出口的 2#进风井和 3#回风井均安装梯子间。2#进风井在 -620m、-680m、-740m 和 -800m 中段设马头门，3#回风井在 -455m、-540m、-600m、-620m、-680m、-740m 和 -800m 等水平设马头门。可研未提及 2#进风井、3#回风井设置休息硐室。	下一阶段设计中需完善

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
5	垂直深度超过 50m 的竖井用作人员主要出入口时，应采用罐笼或矿用电梯升降人员。	《金属非金属矿山安全规程》 GB16423-2020 第 6.4.4.18 条	2#副井安装双罐笼。	符合要求
运输巷道				
1	行人的斜坡道应按下列要求设置人行道或躲避硐室：人行道的高度不小于 1.9m，宽度不小于 1.2m；躲避硐室的高度不小于 1.9m，深度和宽度均不小于 1.0m。	《金属非金属矿山安全规程》 GB16423-2020 第 6.2.5.6 条	斜坡道设置人行道，可研未明确人行道或躲避硐室详细参数。	下一阶段设计中需完善
2	电机车滑触线应设分段开关，分段距离不超过 500m。每一条支线也应设分段开关。上下班时间，距井筒 50m 以内的滑触线应切断电源。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）6.4.1.15	可研报告中明确相关内容。	符合要求
3	车辆的连接装置不得自行脱钩，车辆两端的碰头或缓冲器的伸出长度不小于 100mm。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020） 第 6.4.1.4 条	列车运输时，矿车必须采用不能自行脱钩的连接装置。不能自动摘挂钩的车辆，其两端的碰头或缓冲器的伸出长度，不应小于 100mm。	符合要求
4	行人的无轨运输巷道应按下列要求设置人行道：人行道的高度不小于 1.9m，宽度不小于 1.2m。	《金属非金属矿山安全规程》 GB16423-2020 第 6.2.5.6 条	可研中未明确无轨运输巷道设置人行道。	下一阶段设计中需完善
5	行人的有轨运输巷道应设高度不小于 1.9m 的人行道，人行道宽度不小于 0.8m；机车、车辆高度超过 1.7m 时，人行道宽度不小于 1.0m。调车场、人员乘车场、井底车场矿车摘挂钩处两侧应各设一条人行道，有效净高不小于 1.9m，人行道宽度不小于 1.0m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.2.5.1、 6.2.5.2 条	可研中未明确有轨运输巷道设置人行道。	下一阶段设计中需完善
6	在水平巷道、斜井和斜坡道中，运输设备之间、运输设备与巷道壁或者巷道内设施之间的间隙，应符合下列规定：有轨运输不小于 0.3m；无轨运输不小于 0.6m。	《金属非金属矿山安全规程》 GB16423-2020 第 6.2.5.7 条	可研中未明确。	下一阶段设计中需完善
7	废弃井巷和硐室的入口应及时封闭，封闭时应留有泄水条件。封闭墙上应标明编号、封闭时间、责任人、井巷原名称。封闭前入口处应设明显警示标志，禁止人员进入。封闭墙在相应图纸上标出，并归档永久保存。报废井巷的地面入口周围应设高度不低于 1.5m 的栅栏。	《金属非金属矿山安全规程》 GB16423-2020 第 6.2.8.6 条	可研中未明确。	下一阶段设计中需完善
支护				
1	在不稳固的岩层中掘进时应进行支护。	《金属非金属矿山安全规程》	可研明确了 3#主井、2#副井、2#进风井、	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
		GB16423-2020 第 6.2.7.2 条	3#回风井支护要求， 3#主工程：当井筒处于稳定地层时，采用 400mm 厚素混凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定地层时，采用锚网和 400mm 厚素混凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定破碎地层时，采用锚网和 400mm 厚钢筋混凝土进行支护，混凝土强度为 C40；当井筒处于岩爆地层时，应先采用锚网或喷锚网临时支护，让岩爆地层的应力和变形释放一段时间，然后再采用 400mm 厚钢筋混凝土进行永久支护，混凝土强度为 C40。 2#副井工程：当井筒处于稳定地层时，采用 500mm 厚素混凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定地层时，采用锚网和 500mm 厚素混凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定破碎地层时，采用锚网和 500mm 厚钢筋混凝土进行支护，混凝土强度为 C40；当井筒处于岩爆地层时，应先采用锚网或喷锚网临时支护，让岩爆地层的应力和变形释放一段时间，然后再采用 500mm 厚钢筋混凝土进行永久支护，混凝土强度为 C40。 2#进风井工程：当井筒处于稳定地层时，采用 400mm 厚素混凝土	

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
			土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定地层时，采用锚网和 400mm 厚素混凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定破碎地层时，采用锚网和 400mm 厚钢筋混凝土进行支护，混凝土强度为 C40。 3#回风井工程：当井筒处于稳定地层时，采用 500mm 厚素混凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定地层时，采用锚网和 500mm 厚素混凝土进行支护，混凝土强度为 C30；当井筒处于局部不稳定破碎地层时，采用锚网和 500mm 厚钢筋混凝土进行支护，混凝土强度为 C40。 明确了硐室工程和其他井巷的支护要求。	
防坠				
1	天井、溜井、漏斗口等存在人员坠落可能的地方，应设警示标志、照明设施、护栏、安全网或格筛。	《金属非金属矿山安全规程》 GB16423-2020 第 6.1.4.5 条	可研中未明确。	下一阶段设计中需完善
2	在竖井、天井、溜井和漏斗口上方，或在坠落基准面 2m 以上作业，有发生坠落危险的，应设安全网等防护设施，作业人员应佩戴安全带。作业时，不应抛掷物件，不应上下层同时作业，并应设专人监护。	《金属非金属矿山安全规程》 GB16423-2020 第 6.1.4.6 条	可研中未明确。	下一阶段设计中需完善

3.2.4 评价小结

(1) 经分析，开拓单元存在的危险有害因素主要有：冒顶片帮、井巷坍塌、透水、放炮、炸药爆炸、中毒窒息、高处坠落、物体打击。其中冒顶片帮、井巷坍塌、炸药爆炸、放炮、中毒窒息危害等级定为IV级，发生危害的后果均可能造成人员伤亡和井巷工程大面积损坏，应重点防范。

(2) 可研报告设计的安全出口位置及数量符合规程要求。下阶段设计需补充完善如下内容：

1) 下一步设计阶段应对有轨运输巷道、斜坡道、无轨运输巷道的人行通道进行详细设计。

2) 行人的有轨运输巷道应设高度不小于 1.9m 的人行道，人行道宽度不小于 0.8m；机车、车辆高度超过 1.7m 时，人行道宽度不小于 1.0m。

调车场、人员乘车场、井底车场矿车摘挂钩处两侧应各设一条人行道，有效净高不小于 1.9m，人行道宽度不小于 1.0m。

3) 行人的斜坡道应按下列要求设置人行道或躲避硐室：人行道的高度不小于 1.9m，宽度不小于 1.2m；躲避硐室的高度不小于 1.9m，深度和宽度均不小于 1.0m。

4) 行人的无轨运输巷道应按下列要求设置人行道：人行道的高度不小于 1.9m，宽度不小于 1.2m。

5) 在水平巷道、斜井和斜坡道中，运输设备之间、运输设备与巷道壁或者巷道内设施之间的间隙，应符合下列规定：有轨运输不小于 0.3m；无轨运输不小于 0.6m。可研中未明确，下一阶段设计中需说明。

6) 废弃井巷和硐室的入口应及时封闭，封闭时应留有泄水条件。封闭墙上应标明编号、封闭时间、责任人、井巷原名称。封闭前入口处应设明显警示标志，禁止人员进入。封闭墙在相应图纸上标出，并归档永久保存。报废井巷的地面入口周围应设高度不低于 1.5m 的栅栏。可研中未明确，下一阶段设计中需说明。

7) 在竖井、天井、溜井和漏斗口上方，或在坠落基准面 2m 以上作业，有发生坠落危险的，应设安全网等防护设施，作业人员应佩戴安全带。作业时，不应抛掷物件，不应上下层同时作业，并应设专人监护。

8) 2#进风井在-620m、-680m、-740m 和-800m 中段设马头门，3#回风井在-455m、-540m、-600m、-620m、-680m、-740m 和-800m 等水平设马头

门；下一步设计阶段应对 2#进风井-620m 以上和 3#回风井-455m 以上梯子间设置与梯子间相通的休息硐室，休息硐室间距不大于 150m。硐室宽度不小于 1.5m，深度不小于 2.0m，高度不小于 2.1m。

9) 下一阶段设计应根据工程岩体分级进一步细化支护要求，特别是穿越断层的工程支护措施。

3.3 提升和运输单元

3.3.1 危险、有害因素辨识与分析

(1) 竖井提升

在竖井提升过程中存在的主要危害为高处坠落，其表现形式主要是坠罐，坠罐的后果非常严重，因此应加以重视。

(2) 设计坑内矿石和废石由电机车牵引矿车运输，在运输过程中有可能存在下述危险、有害因素：

1) 巷道未按设计施工，掘进的井巷断面偏小或未按规定设置等候硐室等，电机车和矿车发生挤、撞等事故而伤人毁物。

2) 轨道铺设质量差或损坏，电机车组发生掉道，毁物、伤人。

3) 轨道铺设坡度大，电机车组速度过快，不能及时刹车，发生挤、撞等事故而伤人毁物。

4) 行人不按规定行走运输巷道行人侧，发生电机车组挤伤、撞伤人。

5) 运输巷道、道路照明不够，发生行人与电机车组相撞事故。

6) 卸矿地点无阻车装置，造成运输过程中刹车不力，发生翻车事故。

7) 电机车组运输翻卸过程中因重心偏移过大，发生翻车事故。

8) 电机车运行过程的自主识障避障、声光报警、自动紧急制动措施，运行区域特别是主溜井卸载站区域人机物理隔离措施，遇故障或突发情况人工干预措施，以及监控平台人机匹配（监控界面适宜于人员生理能力，避免引发视觉等疲劳情形）等保障措施的安全可靠性。

(3) 设计采掘工作面采用无轨的地下铲运机。在运输过程中有可能存在下述危险、有害因素：

- 1) 巷道未按设计施工，掘进的井巷断面偏小或未按规定设置躲避硐室等，汽车与人员发生挤、撞等事故而伤人毁物。
- 2) 行人不按规定行走运输巷道行人侧，发生汽车挤伤、撞伤人。
- 3) 运输巷道、道路照明不够，发生行人与汽车相撞事故。
- 4) 卸矿地点无车挡装置，造成运输过程中刹车不力，发生翻车事故。
- 5) 汽车运输翻卸过程中因重心偏移过大，发生翻车事故。
- 6) 汽车超载，易造成汽车制动失灵，转向失控，爆胎等而引发事故；矿石装载不均匀，装偏而引发翻车事故。
- 7) 驾驶员驾驶技术差，酒后驾车，或未持证而引发车辆伤害事故；运输道路凹凸不平，路况差，而引发车辆伤害事故。
- 8) 巷道未设警示标志牌，不能对驾驶员起到警示作用，发生车辆伤害事故。
- 9) 运输车辆上未配备灭火器，发生火灾不能及时扑灭会导致车辆损毁的火灾事故。

(4) 提升系统故障

提升高度大、载荷重，钢丝绳、制动系统、控制系统等关键部件承受巨大应力；维护难度增加。

运输线路长且复杂（斜坡道、胶带运输等），车辆、设备运行时间长。

可能发生：坠罐、过卷、过放、卡罐、车辆伤害（撞人、追尾、侧翻）、机械伤害、跑车事故（斜坡道）、胶带火灾等。

3.3.2 预先危险性分析表

表 3.3-1 提升运输系统预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防范措施
提升系统				

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防范措施
高处坠落 (主要为坠罐)	提升系统存在缺陷, 设备带病运转; 钢丝绳选择不合适、使用不当、未进行及时检修; 安全保护装置不齐全、不可靠, 操作失灵, 提升装置的机电控制系统安全保护装置与电气闭锁装置不符合规程要求; 无声光信号装置或信号不清; 罐笼无防坠器; 井口没有阻车器; 无定车装置; 提升速度过快; 摇台、托台闭锁装置不满足要求。	人员伤亡 设备损坏	III	选购质量合格的提升设备设施并定期进行检修、正确使用; 禁止设备带病运转; 设置齐全、可靠的安全保护装置并使其处于正常状态; 提升装置的机电控制系统安全保护装置与电气闭锁装置符合规程要求; 配备声光信号装置, 并保证信号清晰; 罐笼设防坠器; 井口设阻车器; 提升设备应设置定车装置; 应装设速度指示器或自动速度记录仪等; 竖井罐笼提升系统的各中段马头门, 应根据需要使用摇台。摇台、托台应与提升机闭锁。
有轨运输				
车辆伤害	列车间挂钩设置不合理, 列车运行时脱钩; 人员未沿人行道行走; 路面、轨道未按设计铺设; 维修线路时未设置临时信号; 电机车非正常状态下行驶; 未按要求进行驾驶; 轨道未及时清理, 轨道上有石块、物体等	人员伤亡	III	列车间挂钩应进行合理设置, 加强管理防止列车运行时脱钩; 人员应沿人行道行走; 巷道、道路规格应按设计合理施工; 路面和轨道应按设计合理铺设; 维修线路时应设置临时信号; 电机车非正常状态下不应行驶; 按要求进行驾驶; 轨枕及时更换; 轨道及时清理, 保持路面清洁
无轨运输				
车辆伤害	运输道路未按设计要求施工; 未设置躲避硐室; 道路维修、养护不及时; 检修、危险地段未设置路标; 车辆灯光、刹车、信号、警报系统失灵; 车速过快; 超载; 超员乘车、跳车、扒车等不按要求乘车行为;	人员伤亡 设备损坏	III	运输道路应按设计要求施工; 道路应及时维修和养护; 检修、危险地段设置路标; 车辆灯光、湿式刹车、信号、警报系统应保持良好状态; 不应超速行驶; 不应超载; 严禁超员乘车、跳车、扒车等不按要求乘车行为

3.3.3 安全检查表法

表 3.3-2 提升和运输系统安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
竖井				
1	提升容器和平衡锤在竖井中运行时应有罐道导向。缠绕式提升系统应采用木罐道或者钢丝绳罐道，摩擦式提升系统应采用型钢罐道、木罐道或者钢丝绳罐道。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020） 第 6.4.4.1 条	3#主井采用钢丝绳罐道，2#副井采用型钢罐道。	符合要求
2	提升竖井的井塔或者井架内和竖井井底应设置过卷段。过卷段高度应符合下列规定： ——提升速度大于 6m/s 时，不小于最高提升速度下运行 1s 的距离或者 10m； ——提升速度为 3m/s~6m/s 时，不小于 6m； ——提升速度小于 3m/s 时，不小于 4m； ——凿井期间用吊桶提升时，不小于 4m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020） 第 6.4.4.14 条	可研未明确过卷高度。	下一阶段设计中需完善
3	过卷段终端应设置过卷挡梁；发生过卷事故后过卷挡梁应能正常使用。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020） 第 6.4.4.15 条	可研未明确过卷设置情况。	下一阶段设计中需完善
4	竖井提升系统应符合下列规定： ——过卷段应设过卷缓冲装置或者楔形罐道，使过卷容器能够平稳地在过卷段内停住； ——深度大于 800m 的竖井应设过卷缓冲装置，使过卷容器在缓冲装置内平稳停住，并不再反向下滑或反弹。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020） 第 6.4.4.16 条	可研未明确过卷设置情况。	下一阶段设计中需完善
5	罐笼提升信号系统应符合下列规定： ——应在井口和井下各中段马头门设信号装置； ——不同地点发出的信号应有区别； ——跟罐信号工使用的信号装置应便于跟罐信号工从罐内发信号； ——井口信号工或跟罐信号工可直接向提升机司机发信号； ——中段信号工经过井口信	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020） 第 6.4.4.28 条	摇台、安全门与提升系统实行联锁；阻车器与摇台、安全门实行联锁，按顺序动作。罐笼提升信号系统在井口和井下各中段马头门设信号装置；不同地点发出的信号应有区别；跟罐信号工使用的信号装置应便于跟罐信号工从罐内发信号；井口信号工或跟罐信号工可直接向提升机司机发信号；中段信号工经过井口信号工同意可以向提升机司机发信号；紧急	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
	号工同意可以向提升机司机发信号；紧急情况下可直接向提升机司机发出紧急停车信号。		情况下可直接向提升机司机发出紧急停车信号。	
6	竖井升降人员时，加速度和减速度应不超过 0.75m/s^2 ；升降物料时，加速度和减速度应不超过 1.0m/s^2 。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020） 第 6.4.8.10 条	可研未明确竖井提升加速度和减速度要求。	下一阶段设计中需完善
7	提升人员的罐笼提升系统应符合下列规定：同一层罐笼不应同时升降人员和物料。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020） 第 6.4.4.19 条	竖井同一层罐笼不同时升降人员和物料。	符合要求
8	摩擦式提升系统应符合下列规定：井底应设尾绳隔离装置。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020） 第 6.4.4.13 条	竖井井底设尾绳隔离装置。	符合要求
钢丝绳和提升装置				
1	摩擦式提升钢丝绳悬挂时的安全系数应符合下列规定：专作升降人员用的，不小于 8.0；升降人员和物料用的，升降人员时不小于 8.0，升降物料时不小于 7.5；专作升降物料用的，不小于 7.0；平衡尾绳，不小于 7.0。 罐道钢丝绳和防撞钢丝绳安全系数不小于 6.0。 制动钢丝绳安全系数不小于 3.0。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020） 第 6.4.6.3、6.4.6.4、6.4.6.5 条	3#主井提升钢丝绳直径为 $\Phi 52\text{mm}$ ，共 6 根，提升废石安全系数为 7.67，尾绳直径为 $\Phi 57\text{mm}$ ，共 5 根，钢丝绳安全系数满足要求。 2#副井大罐笼提升钢丝绳直径为 $\Phi 49\text{mm}$ ，共 4 根，提升人员安全系数为 8.67，提升废石安全系数为 8.27，尾绳直径为 $\Phi 50\text{mm}$ ，共 4 根，钢丝绳安全系数满足要求。 2#副井小罐笼提升钢丝绳直径为 $\Phi 26\text{mm}$ ，共 4 根，提升人员安全系数为 10.11，提升废石安全系数为 8.88，尾绳为 $34\times 7+\text{FC}$ ，直径为 $\Phi 38\text{mm}$ ，共 2 根，钢丝绳安全系数满足要求。	符合要求
2	提升装置的机电控制系统应采用双 PLC 控制系统，实现位置和速度的冗余保护，并具有下列保护功能： 限速保护；主电动机的短路及断电保护；过卷保护；过速保护；过负荷及无电压保护；闸瓦磨损保护；润滑系统油压过高、过低或制动油温过高的保护；直流电动机失励磁保护；测速回路断电	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020） 第 6.4.8.11、6.4.8.12、6.4.8.13、6.4.8.14 条	提升设备控制系统选用 PLC 控制器实现，完成提升机运行工艺要求的控制功能及各项安全保护，系统同时具备有软件和硬件冗余的安全回路。 控制系统 PLC 软件能完成提升机手动、半自动、自动、检修、紧急控制开车等运行方式的控制要求。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
	保护。 提升系统应设符合要求的闭锁装置、连锁装置、安全制动、过电流保护等。			
中段运输				
1	电机车滑触线应设分段开关，分段距离不超过 500m。每一条支线也应设分段开关。上下班时间，距井筒 50m 以内的滑触线应切断电源。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）6.4.1.15	可研报告中明确相关内容。	符合要求
2	车辆的连接装置不得自行脱钩，车辆两端的碰头或缓冲器的伸出长度不小于 100mm。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.1.4 条	列车运输时，矿车必须采用不能自行脱钩的连接装置。不能自动摘挂钩的车辆，其两端的碰头或缓冲器的伸出长度，不应小于 100mm。	符合要求
3	采用无轨设备运输应遵守下列规定： ——应采用地下矿山专用无轨设备； ——行驶速度不超过 25km/h； ——通过斜坡道运输人员时，应采用井下专用运人车，每辆车乘员数量不超过 25 人； ——油料运输车辆在井下的行驶速度不超过 15km/h，与其他同向运行车辆距离不小于 100m； ——自动化作业采区应设置门禁系统； ——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》（GB16423-2020）第 6.3.4.3 条	可研明确采场出矿采用铲运机。可研报告中未明确其他内容。	下一阶段设计中需完善

3.3.4 评价小结

提升运输系统主要危害是高处坠落、机械伤害和车辆伤害。

下一阶段设计中应完善以下问题：

（1）下一步设计阶段应对提升竖井过卷高度、过卷段终端过卷挡梁或缓冲装置进行明确说明。

（2）下一步设计阶段应明确竖井提升加速度和减速度值，竖井升降人员时，加速度和减速度应不超过 0.75m/s^2 ；升降物料时，加速度和减速度应不超过 1.0m/s^2 。

(3) 采用无轨设备运输应遵守下列规定：应采用地下矿山专用无轨设备；行驶速度不超过 25km/h；通过斜坡道运输人员时，应采用井下专用运人车，每辆车乘员数量不超过 25 人；油料运输车辆在井下的行驶速度不超过 15km/h，与其他同向运行车辆距离不小于 100m；自动化作业采区应设置门禁系统；按照设备要求定期进行检查和维护保养。

(4) 井下专用运人车、井下运矿卡车都应取得矿用产品安全标志，并定期进行检验。

(5) 新增的主井采用塔式多绳摩擦提升机，主导轮与提升钢丝绳的直径比约为 105。基于以往的提升系统设计和使用经验，建议塔式提升机的钢丝绳直径比提高到 120-130 之间，主导轮与导向轮中心高差不小于提升容器以最大提升速度运行 1 秒的高度，以延长提升钢丝绳的使用寿命，提高提升系统的安全性。

3.4 采掘单元

3.4.1 危险、有害因素辨识与分析

(1) 该项目地下开采回采作业中主要危害有冒顶片帮、水灾、爆破器材爆炸、中毒窒息、物体打击、高处坠落、机械伤害、岩爆、触电等。

产生原因主要有：未及时处理浮石或处理浮石方法不当；未按设计进行回采作业；平台、梯子不稳固或未按要求布置；充填不及时(未及时充填的采空区数量过多、面积过大等)、不接顶、充填不实、充填强度不够、充填质量不合格，未按要求顺序进行充填等也会引发冒顶片帮，严重时会导致岩石移动范围内地表沉降。采场爆破后未进行有效的通风；作业环境没有必要的照明或照明度不够等。

(2) 凿岩作业

设计矿山采用凿岩机穿孔爆破，操作不当易引发下述危险与危害：

1) 凿岩作业中可能会出现：凿岩机砸、夹、挤伤人；断钎伤人；风管断脱甩动伤人；打干眼、残眼、吹洗炮孔渣子伤人等危险与危害。

2) 作业人员进入工作面未进行撬帮问顶等安全检查或检查不周，或操作方法不当，而导致浮石掉落伤人或设备损毁。

3) 采用多工作面或工序同时作业，且相互间安全距离不足及作业管理协调不当，而造成相互影响致人员伤亡或设备损毁事故。

4) 使用手持式凿岩机作业时，操作工用身体推压凿岩机，易出现：身体失去平衡，造成坠落或断钎、卡钻等而伤人、毁物。

(3) 爆破作业

引起爆破事故的主要原因：

1) 爆破作业中安排无证人员进行爆破作业，或爆破工违章接纳无证人员参与涉爆作业而引发爆破伤亡事故。涉爆人员未经培训持证上岗，发生爆破事故。

2) 爆破材料缺陷或起爆方式不正确或炸药装填方法错误或爆破网络连接有错误，造成早爆、迟爆事故。盲炮处理方法不正确，造成爆炸伤人。

3) 不了解爆破材料性质，搬运、装填过程中挤压、摔碰爆破材料，引起爆炸事故。搬运爆破材料和装药作业中不轻拿轻放，任意抛、投、撞、碰，可能损坏起爆药包，导致拒爆或引起爆炸事故。

4) 钻孔布置不当，抵抗线过小或装药量过大，填塞过小或出现虚填等原因，造成飞石伤害。炮孔中装填填塞物不合格，可能填塞不到位或损爆破网络连接有错误，产生盲炮；填塞中不按要求使用合格炮棍作业，可能造成盲炮或导致爆破事故。

5) 爆破组织不细致，出现伤人、损物事故。

6) 由于爆破材料质量问题或装药量小，造成爆破岩层未正常松动，形成隐患。

7) 爆破材料选择不当，使用电雷管引爆，受杂散电流影响，出现早爆事故。

8) 爆破警戒位置布置不当，信号不完善，措施不够严格、周密，装药

量过大，人员、机械处在警戒范围内，或爆破工避炮位置不当，被爆破飞石或冲击波伤害。

9) 爆破后通风不好或通风时间不够，人员过早进入作业面，造成炮烟中毒事故。

10) 爆破前设备摆放位置不当，无防护装置，爆破飞石、滚石对其造成损坏。

(4) 地压危害

矿山生产过程中，在地下形成的斜坡道、巷道和采空区，破坏了原岩体的应力平衡，采场的围岩和矿体内应力重新分布，形成次生应力场，使矿柱、工作面顶板和围岩发生位移和变形，甚至破坏，如顶板冒顶、矿柱压裂或倒塌、围岩开裂和片帮等现象。

(5) 岩爆危害

矿山开采深度达到 1000m，深部高围压作用下，坚硬脆性岩体中积聚的巨大弹性应变能突然猛烈释放。矿区应力特征复杂，矿体开采深度较大，局部岩石完整性好，具备岩爆产生的基本条件，如果未采取有效措施，有发生岩爆的可能。

危害：岩石猛烈弹射、抛掷，破坏巷道、支架、设备，造成人员伤亡，诱发其他灾害（如冒顶）。

3.4.2 预先危险性分析表

表 3.4-1 采掘单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防范措施
冒顶片帮（地表塌陷）	采深较深，地压较大；采场暴露面积太大；采场矿柱设计不合理；空区未及时处理，采场暴露时间过长；破碎面未进行支护；地下水疏干，破坏了地下含水层结构；充填体强度不够或充填质量未满足要求。	人员伤亡 设备损坏	IV	合理确定采场布置参数；对井下地压进行监测；及时、正确处理浮石；按设计要求进行回采作业及留设矿(岩)柱，地下水疏干及回采所形成的空区应及时充填，并保证充填质量。
爆破伤害	凿岩、爆破位置不当、布孔不合理、爆破设计不合理；未按爆破规程进行爆破作业；爆破材料选择不	人员伤亡 设备损坏	IV	凿岩、布孔应合理；爆破设计应合理；按爆破规程进行爆破作业；选择质量合格的爆破器

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防范措施
	合适或质量不合格；静电影响；混装炸药质量不合格等。			材；消除静电影响；尽量避免混装炸药质量不合格。
机械伤害	钻机、铲运机等未采取防护措施或防护措施不合理；钻机、铲运机等设备自身缺陷，安装、维护、使用不当；违章作业或操作失误；弯道曲线半径不符合要求；采场、巷道照明度不够，钻机、铲运机等危险部位未设置警示标志。	人员伤亡	III	对机械设备采取合理有效的防护措施；选择正规的与设计相符的设备；加强对设备的维护、使用；提高照明度，在设备的危险部位设置警示标志；建立健全安全生产管理制度。
高处坠落	采场内高处作业而未采取安全防护措施或防护措施失效；平台、梯子不稳固或未按要求布置；上下梯子时注意力不集中；照明不足；溜井口未设安全车挡；处理溜井堵塞方法不当；处理浮石方法不当；分层回采完毕后未及时封闭本分层的溜井口。	人员伤亡	III	高处作业要采取有效的安全防护措施；人员上下梯子时应集中注意力；采场等地应有足够的照明；溜井口应设安全车挡；人员不应直接站在溜井、漏斗的矿石上或进入溜井与漏斗内处理堵塞；应事先处理顶板及两帮浮石；不应在同一采场同时凿岩和处理浮石；分层回采完毕后应及时封闭本分层的溜井口。
触电	机械设备及电线电缆等用电过程中漏电。	人员伤亡	III	设置漏电保护装置，电线电缆按要求进行敷设。
起爆器材爆炸	作业场地起爆器材搬运、存放不当，遇外界火源、振动、摩擦等引发爆炸。	人员伤亡 设备损坏	IV	爆破器材应按要求进行存放，爆破器材存放处杜绝外界火源，尽量避免爆破器材受振动、摩擦等。
中毒窒息	采场内未采取有效的通风；通风设备故障；风量不足；通风时间不够；工作人员提前进入有炮烟的工作面。	人员伤亡	III	采场内采取有效的通风；加强对通风设备的维修保养；保持采场有足够的风量和通风时间；工作人员不应提前进入有炮烟的工作面。
水灾	极端天气淹井；排水设备设施选择、施工不合理。	人员伤亡 设备损坏	III	采掘过程中应有合理的探水工艺；设立正确的排水系统；按设计选取合理的排水设备设施并合理施工。
物体打击	铲运机装载过满；人员离铲运机较近；处理浮石方法不当；运输巷道底板不平整。	人员伤亡	III	铲车装载量不应过大；应正确处理浮石；运输巷道底板应保持平整；人员离铲车保持安全距离。

3.4.3 安全检查表法

表 3.4-2 采掘单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
1	新建、改扩建金属非金属地下矿山原则上采用充填采矿法，不能采用的应严格论证。	《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》	设计采用垂直深孔阶段 空场嗣后充填法和中深 孔空场嗣后充填采矿 法。	符合 要求
2	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》 (GB16423-2020) 第 6.3.1.4 条	每个矿块都设有两个天 井连通上下中段巷道， 并设有梯子和照明，作 为安全出口。	符合 要求
3	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》 (GB16423-2020) 第 6.2.7.2 条	可研要求：围岩松软不 稳固的回采工作面、采 准和切割巷道，应采取 支护措施。	符合 要求
4	应建立采场顶板分级管理制度。对顶板不稳固的采场，应有监控手段和处理措施。	《金属非金属矿山安 全规程》 (GB16423-2020) 第 6.3.1.12 条	实施顶板分级管理制 度。对采场、井巷及主 要运输巷道应进行严密 的顶板分级管理制度， 需要人员进入的空间均 应加强地压监测，发现 征兆提前采取有效措 施，防止大规模地压活 动带来的危害。	符合 要求
5	人员需要进入的采场应有良好的照明。	《金属非金属矿山安 全规程》 (GB16423-2020) 第 6.3.1.11 条	可研报告提出了相关要 求。	符合 要求
6	采用充填法回采应遵守下列规定： ——井下充填不应产生或者释放有毒有害气体； ——采场中的顺路行人井、溜矿井、水砂充填用泄水井和通风井，应保持畅通； ——用组合式钢筒作行人、滤水、放矿的顺路天井时，钢筒组装作业前应在井口悬挂安全网； ——上向充填法每一分层回采完后应及时充填，最后一个分层回采完后应接顶密实； ——下向充填法回采，进路两帮底角的矿石应清理干净，每采完一条进路应及时充填，并应接顶密实； ——采场或进路充填前应架设坚固的充填挡墙，并安设泄水井或	《金属非金属矿山安 全规程》 (GB16423-2020) 第 6.3.2.10 条	可研报告没有相关内 容。	下阶段 设计中 需完善

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
	泄水管道；膏体充填可不设泄水设施； ——人员不应在非管道输送充填料的充填井下方停留或通行； ——各充填工序间应有通信联络； ——人员和设备进入充填体面层之前，应确认充填体具有足够的支撑强度； ——采场下部巷道及水沟堆积的充填料应及时清理； ——采用人工间柱上向分层充填法采矿时，人工间柱两侧采场应错开一定距离； ——采用空场嗣后充填采矿法回采时，相邻采场或矿房的充填体达到设计强度后才能开始第二步骤采场或矿柱的回采。			
7	有下列情况之一的，应当进行岩爆倾向性研究： ——有强烈震动、瞬间底鼓或帮鼓、矿岩弹射等现象的； ——相邻矿井开采同一深度发生过岩爆的； ——埋深超过 1000m 的。	《金属非金属矿山安全规程》 （GB16423-2020） 第 6.3.3.1 条	未进行进行岩爆倾向性研究，可研报告没有相关内容。	下阶段设计中需完善

3.4.4 爆破震动效应评价

爆破过程中，由于炸药的多余能量不可避免会转换变为震动波，从爆源以波的形式向外层工作介质传播，最后传播到对象表面，从而产生负面效应的爆破振动。在爆破区域的特定范围中，当爆破振动超过一定限度时，会对周围建（构）筑物与工程设施等造成破坏。因此，在实际工程中，应通过采取多种综合措施来控制爆破效应，减少一次爆破的震动规模及危害，选择最佳爆破工作参数来保障建（构）筑物和运行设备的安全。

由于可研未给出单段药量和总药量等炸药数据，评价未能进行爆破振动效应定量计算，下一步设计阶段应明确井下爆破参数及单段药量，并对井下爆破对地表工业场地及上部工程的影响进行分析。

3.4.5 采场稳定性评价

分析主应力方向对采场围岩应力、位移以及塑性区分布特征影响，根据采矿设计提出的间柱垂直于断层布置，即采场长边与最大主应力方向平行布

置，采场剖面如图所示。

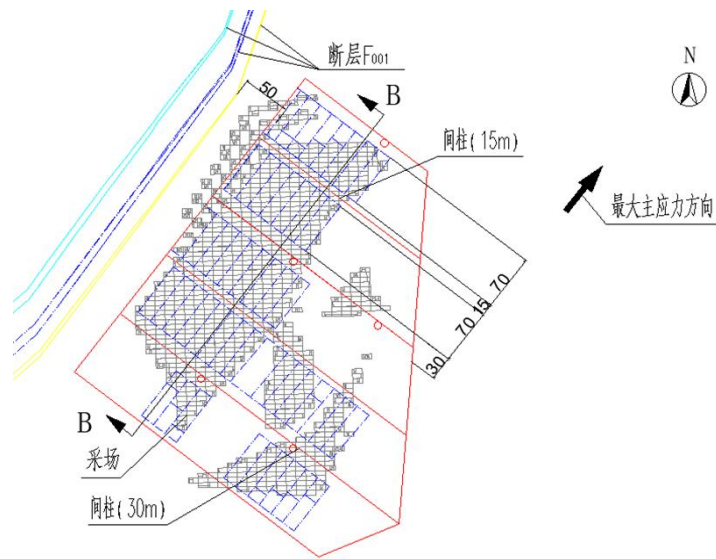


图 3.4-1 采场布置型式

(1) 计算模型建立

1) 模型尺寸

模型中的盘区采场结构主要包括围岩、F001 断裂带、F201 断裂带、采场、30m 间柱、15m 间柱、充填体。F001 是矿区内规模最大的断裂，断裂走向北东 42° ，断裂面倾向南东，倾角 70° ；F201 断裂带走向 310° ，倾向南西，倾角 70° ，破碎带宽 10m。模型在 X 方向上长 2500m，Y 方向宽 2600m，Z 方向高 1600m；采区范围在 X 方向上长 1180m，Y 方向宽 1715m，Z 方向高 180m，埋深为 645m。模型划分单元网格 2010545 个、节点 2123454 个，计算模型如图 3.4-2 所示。

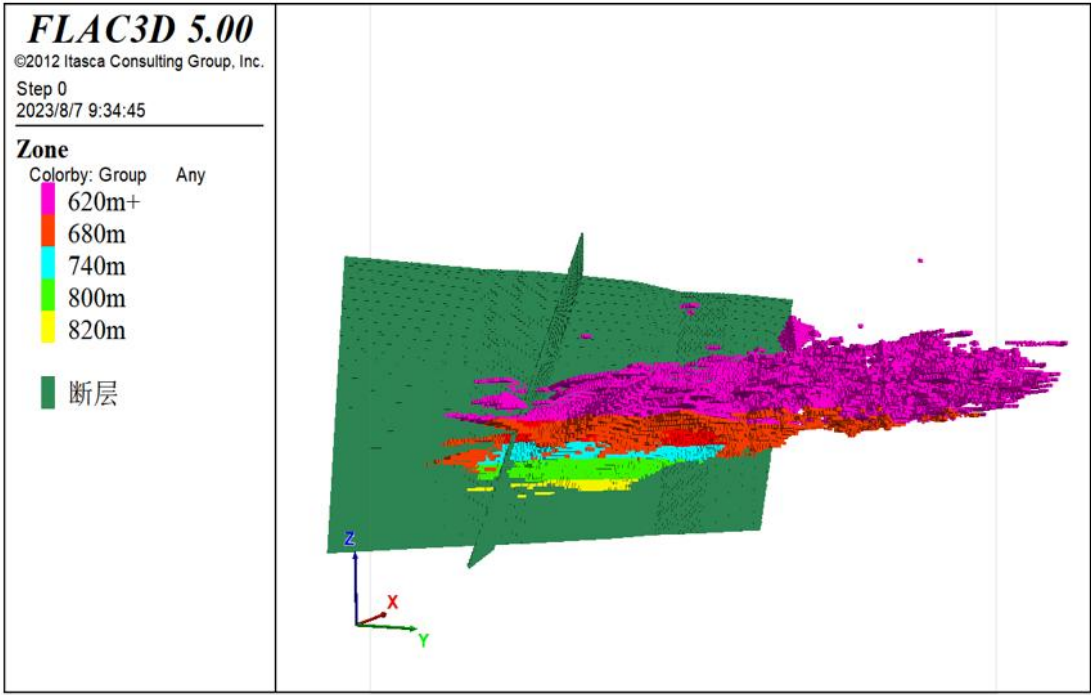


图 3.4-2 计算模型

2) 材料参数

假设围岩为理想弹塑性材料，采用 Mohr-Coulomb 本构模型，充填体亦采用 Mohr-Coulomb 本构模型。岩体物理力学参数见表 3.4-3。

表 3.4-3 岩石力学参数

岩性	容重 (kN/m ³)	Φ (°)	C (MPa)	弹性模量 (GPa)	泊松比	抗拉强度 (MPa)
围岩	25.3	31.6	5.53	31.3	0.15	2.7
矿体	37.0	34.6	5.44	20.7	0.22	2.8
充填体	22.0	35.0	0.14	3.443	0.25	0.05
断层	25.0	30.0	0.13	5.2	0.3	0.05

3) 边界条件

计算模型设置固定边界，约束 X、Y 方向以及模型底部不发生任何位移，并对模型整体施加重力场。考虑水平构造应力影响，设置数值计算模型的水平应力与自重应力。

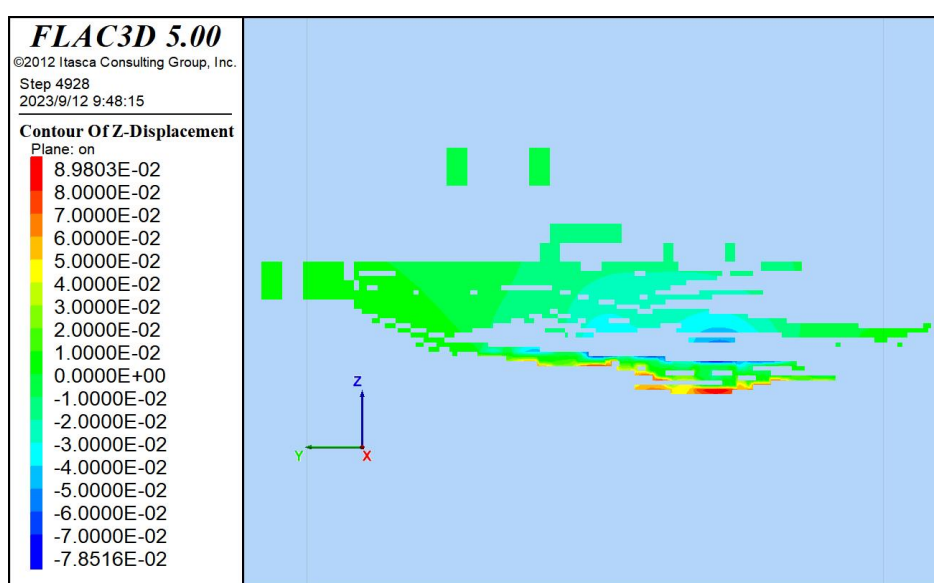
4) 开采方案

将矿体划分为盘区，以盘区为回采单元组织生产，盘区沿走向布置，长 126m，宽为 70m，中段高度 60m。矿体模型包含三个中段：-800m~-740m

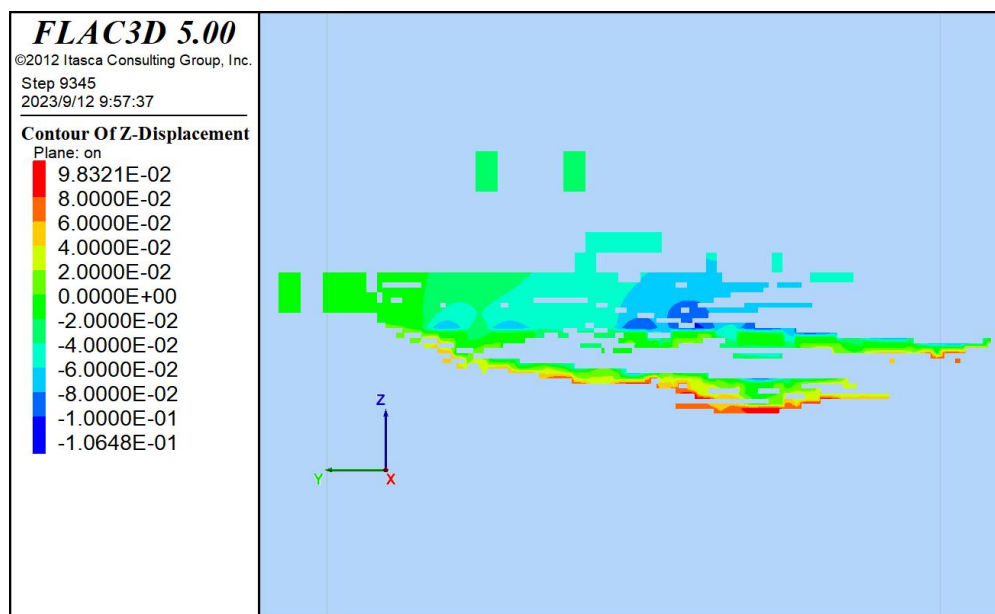
中段、-740m~-680m 中段和-680m~-620m 中段，自下而上依次开采。

（2）位移场分析

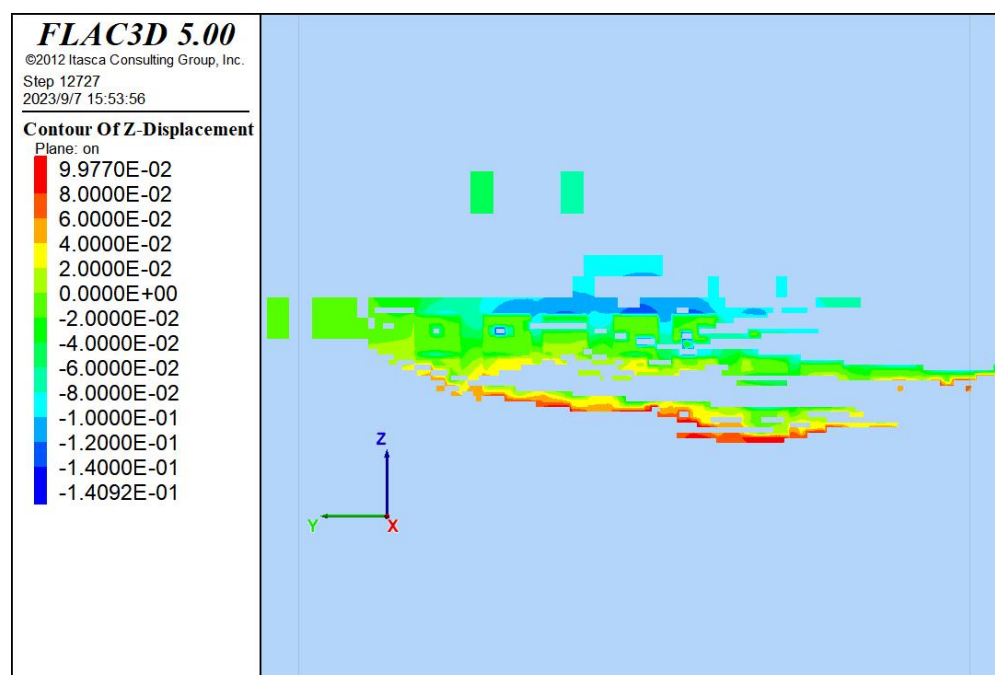
以采场顶板变形作为一项衡量指标时，通常认为岩层的变形出现突变，则说明研究对象有可能发生失稳现象。采场围岩位移状态中，垂直位移比水平位移重要的多，因为过量的垂直位移将直接导致顶板的冒落，因此，该部分主要对顶板的垂直位移进行分析。盘区采场自下而上逐步开采，模型采场开采计算平衡后，再进行充填计算；开挖卸荷导致围岩应力释放，采场围岩表面发生较大位移，主要表现为采场顶板下沉和底板隆起，图 3.4-3 为采场开采过程中的围岩垂直位移云图。



（a）开采-800m~-740m 中段



(b) 开采-740m~-680m 中段



(c) 开采-680m~-620m 中段

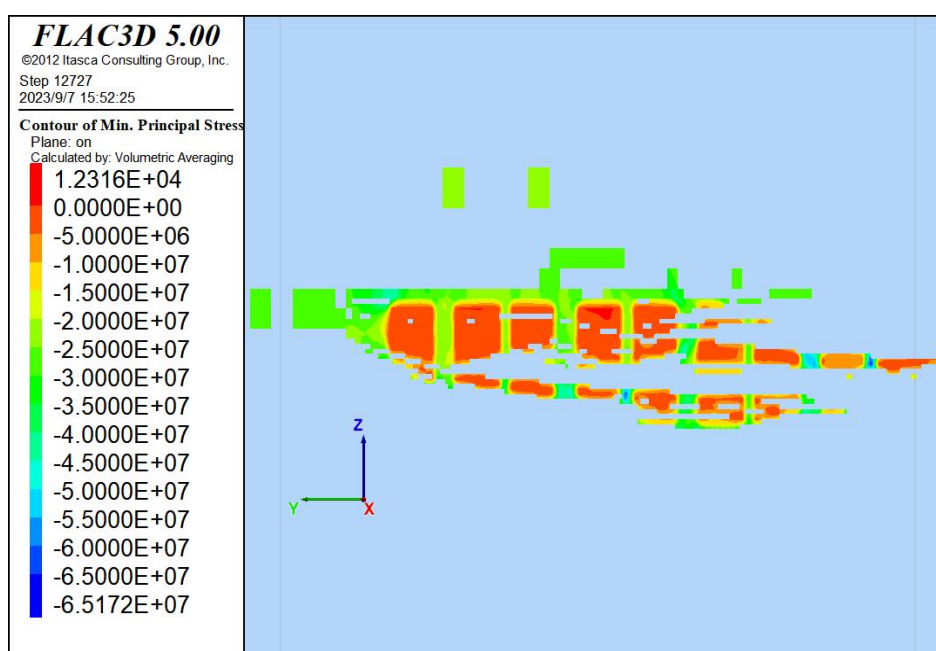
图 3.4-3 采场围岩垂直位移云图

分析了采场开采并充填完成后最大垂直位移，图中正值为采场底板向上的位移量，截面最大值为 99.7mm；图中负值为采场顶板的下沉量，截面最大值为 140mm。由此可知，采场长边与最大主应力夹角为 0° 时，盘区采场中部顶板最大位移量为 140mm，在采场模型底部出现隆起，类似巷道底鼓

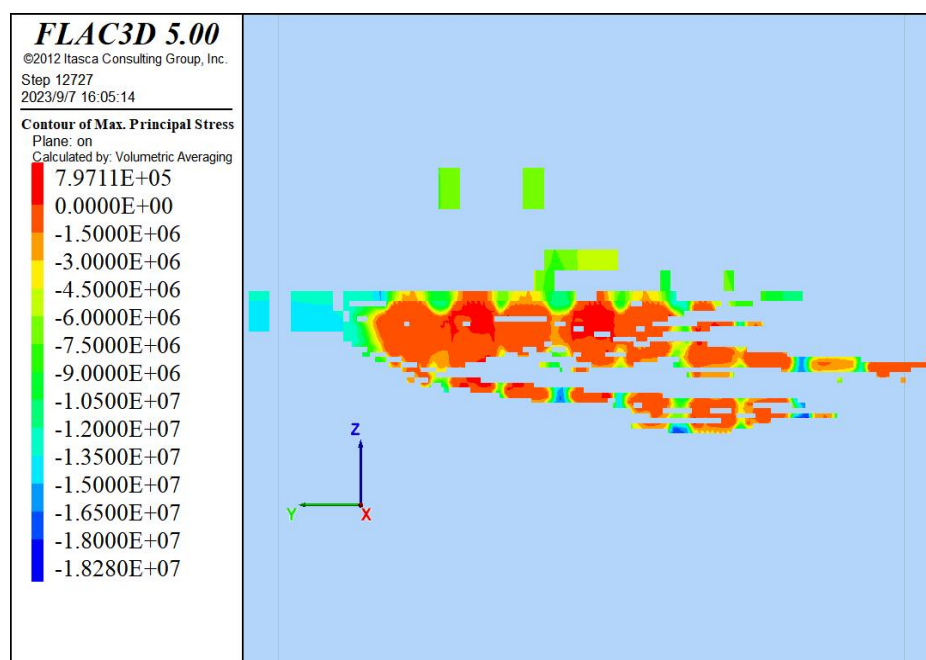
现象，最大上向位移也相对较小，整体围岩较为稳定。

（3）应力场分析

工程岩体的破坏形式主要有拉伸破坏和剪切破坏。根据应力云图找出最大或者最小的极限值，可以看出采场最先破坏的位置以及破坏的大致范围。模型采场开采完成后的最大和最小主应力云图分别如图 3.4-4 所示。



截面最大主应力



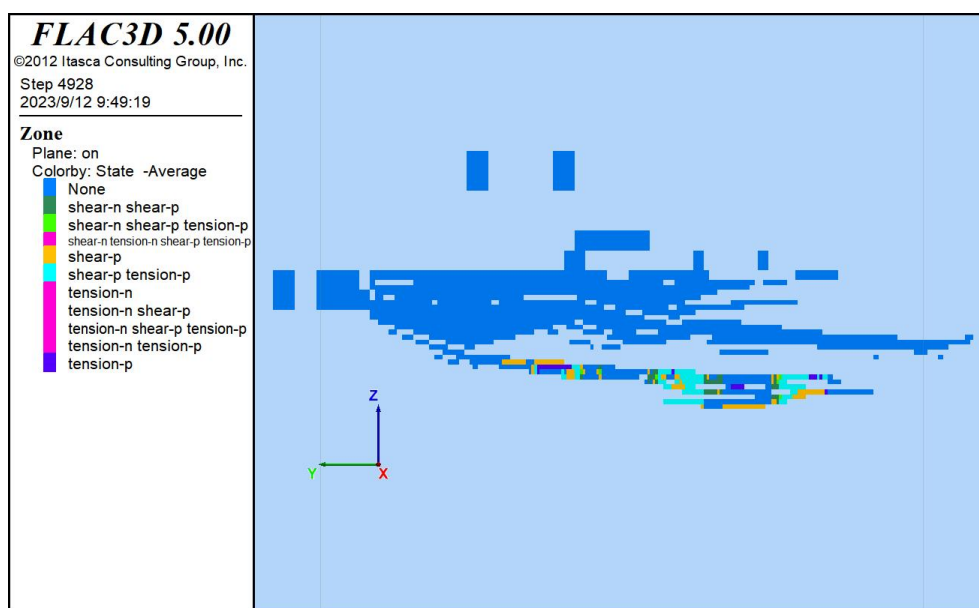
截面最小主应力

图 3.4-4 采场围岩最大和最小主应力分布云图

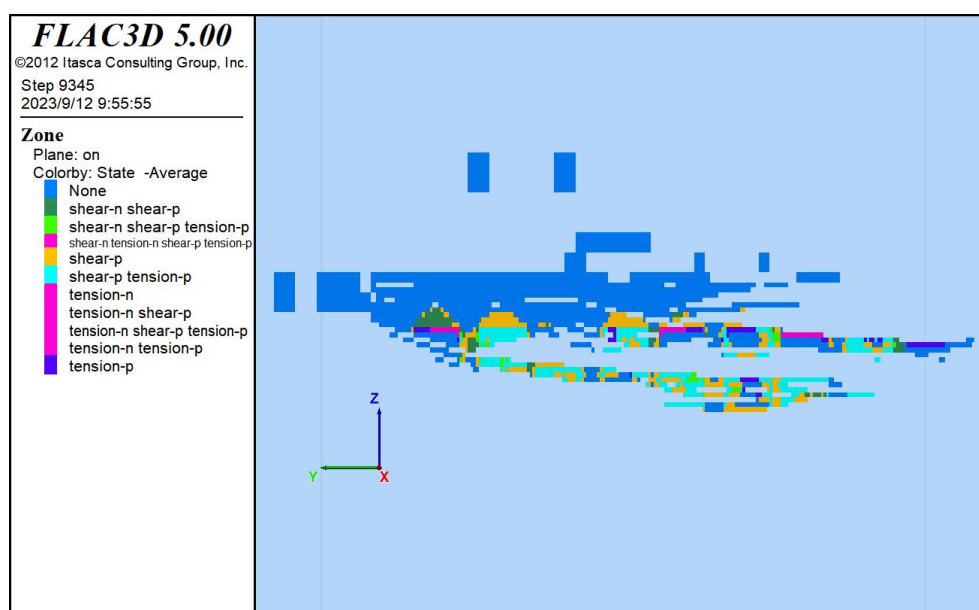
由 3.4-4 图可以看出，围岩的最大拉应力为 0.7MPa，最大压应力为 65MPa。其中，拉应力分布范围主要在采场顶板，最大压应力（集中应力）主要分布在矿柱或间柱，由于压应力在矿柱的承受范围内，使得采场顶板应力分布更为均匀，出现的拉应力值较小，可能出现的拉伸破坏区域相对较小。

（4）塑性区分析

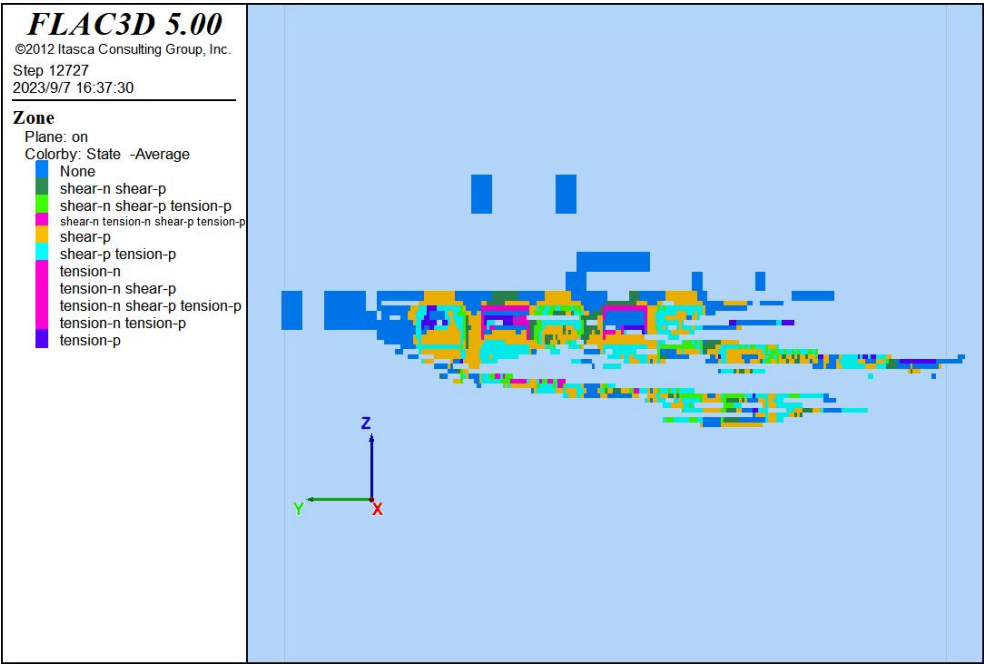
图 3.4-5 为采场正面围岩塑性区分布图，图 3.4-6 为采场侧面围岩塑性区分布图。



（a）开采-800m~-740m 中段

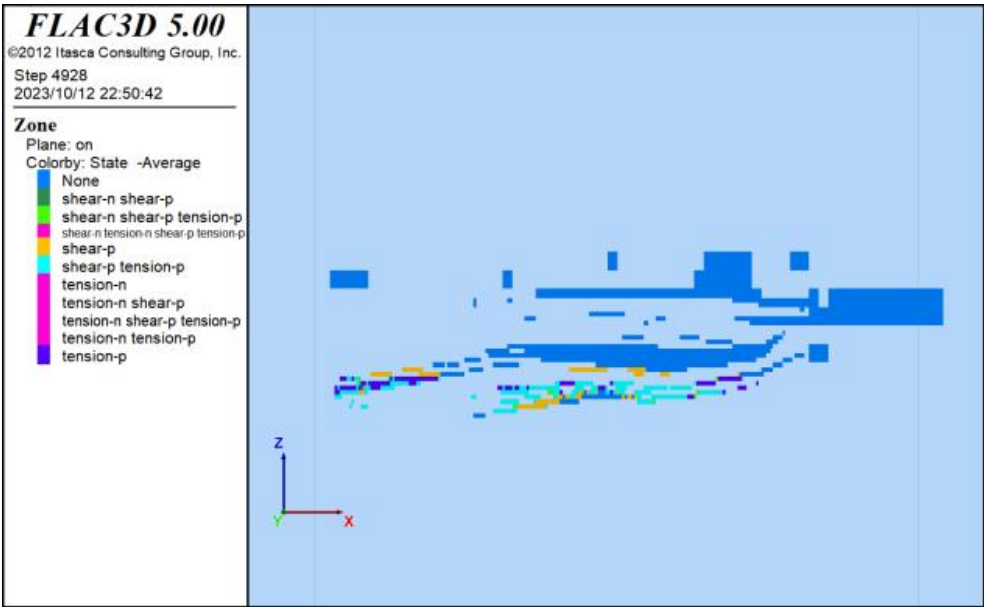


（b）开采-740m~-680m 中段

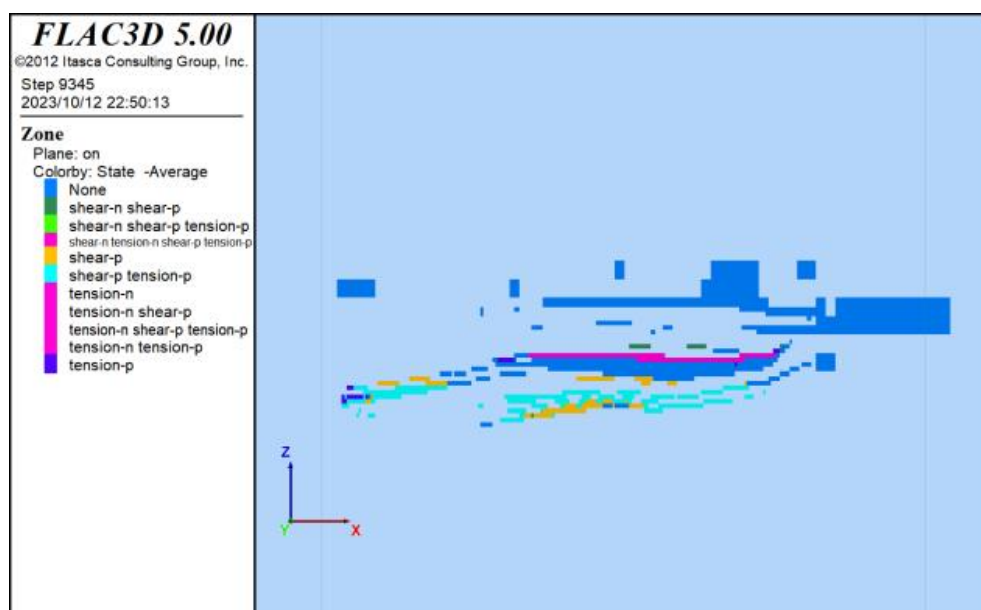


(c) 开采-680m~-620m 中段

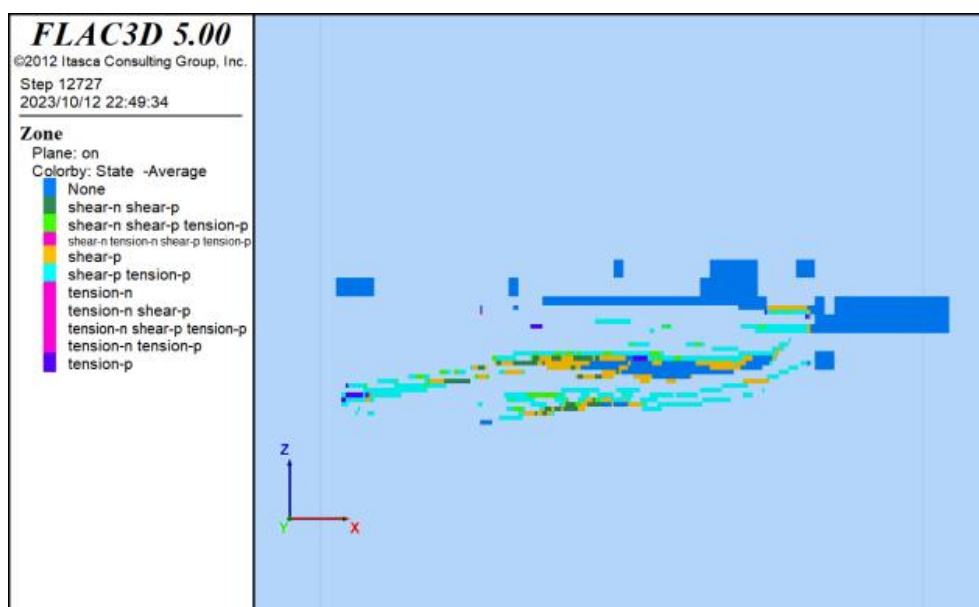
图 6-15 采场正面围岩塑性区分布图



(a) 开采-800m~-740m 中段



(b) 开采-740m~-680m 中段



(c) 开采-680m~-620m 中段

图 6-16 采场侧面围岩塑性区分布图

一般来说，少量的局部破坏是允许的，只要塑性区不贯通，围岩整体就基本安全。由图可以看出，采场开采充填过程中首先出现剪切破坏，且采场最终的破坏主要以剪切塑性区分布为主，采场围岩顶板张拉塑性区较少，塑性破坏范围减小，盘区内矿柱能够承受较大的应力，因而盘区采场内位移量和塑性破坏相对较小，对采场围岩稳定更为有利。

3.4.6 评价小结

该项目地下开采回采作业中主要危害有冒顶片帮、水灾、爆破器材爆炸、

中毒窒息、物体打击、高处坠落、机械伤害、触电、粉尘、噪声与振动、深井开采危害等。

下一阶段设计中应完善以下问题：

- （1）下一步设计阶段应开展一、二期过渡的安全影响问题专题研究。
- （2）下一步设计阶段应明确井下爆破参数及单段药量，并对井下爆破对地表工业场地及上部开拓工程的影响进行分析。
- （3）下一步设计阶段应对井下充填挡墙构建、充填顺序、泄水设施、充填体强度等进行详细设计。
- （4）加强巷道施工地质超前预报专题研究，重点调查断裂、冲击地压、突水和地面沉降的地质调查和超前灾害防治方案研究。
- （5）实际生产过程中应重视井巷支护问题，应对支护强度、支护方式与支护参数的合理性重点考虑。
- （6）长期监测开采过程中地表沉降，将观测数据进行统计、整理，并进行分析研究，得出地表沉降的空间时间移动规律，为矿区正常生产提供参考依据。
- （7）研究深部地压活动规律，通过在线实时监测，分析深部开采岩体应力集中区和应力场变化特点，开展地压活动和岩爆先兆评估，进而预测、预报地压危害和岩爆发生。
- （8）矿山开采深度超过 1000m 下一步设计阶段应进行进行岩爆倾向性研究。

3.5 充填单元

3.5.1 危险、有害因素辨识与分析

该项目地下开采充填作业中主要危害有：

充填不及时（未及时充填的采空区数量过多、面积过大等）、不接顶、充填不实、充填强度不够、充填质量不合格，未按要求顺序进行充填等也会引发冒顶片帮，严重时会导致岩石移动范围内地表沉降。

3.5.2 预先危险性分析表

表 3.5-1 充填单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防范措施
冒顶片帮（地表塌陷）	充填体强度不够或充填质量未满足要求。	人员伤亡 设备损坏	IV	回采所形成的空区应及时充填，并保证充填质量。
充填体泄露(漏浆跑浆)	设备故障、闸阀磨损；充填材料质量或浓度不合格；充填工艺、充填路线设计不合理；充填管接头密封不严；充填管老化；采场及下部通道密封不严；隔墙不牢固。	人员伤亡 设备损坏	IV	经常检查各种闸阀、胶筒的磨损程度，及时维修、更换；保证充填材料质量、浓度合格；合理设计充填工艺；采取合适的充填路线；充填管接头应密封严实；充填管老化应及时更换；采场及下部通道密封严实；隔墙应牢固可靠；加强管路巡检。
堵管	充填体浓度太高。	影响生产	II	随时观测充填体浓度，防止其浓度过高。

3.5.3 充填系统评价

设计新建 1 座充填搅拌站，负责二期工程坑内充填。设计采用全尾砂胶结充填，胶凝材料为胶固粉。

垂直深孔阶段空场嗣后充填法矿房和中深孔空场嗣后充填采矿法（堍沟底部结构）矿房中充填体 28d 抗压强度不低于 2MPa（灰砂比暂定为 1:10），矿柱中、下部充填体 28d 抗压强度不低于 0.5MPa（灰砂比暂定为 1:16），矿柱顶部 4m 充填体 28d 抗压强度不低于 2MPa。

当矿体厚度大于 8m 时，中深孔空场嗣后充填采矿法（平底底部结构）的矿房底部 8m~10m 充填体 28d 抗压强度不低于 4MPa（灰砂比暂定为 1:6），矿房中其余部分充填体抗压体强度不低于 2MPa；当矿体厚度小于 8m 时，矿房充填体 28d 抗压强度不低于 4MPa（灰砂比暂定为 1:6）。矿柱中充填体 28d 抗压强度不低于 0.5MPa，矿柱顶部 2m 充填体 28d 抗压强度不低于 2MPa。

根据采矿方法对充填工艺的要求，结合矿山提供的充填数据，充填料浆

灰砂比暂按 1:6、1:10 和 1: 16 进行计算。其中灰沙比为 1: 6 的料浆占充填总量的 5%，灰沙比为 1: 10 的料浆占充填总量的 50%，灰沙比为 1: 16 的料浆占充填总量的 45%。

尾砂胶结充填在国内外均得到了广泛应用，影响尾砂充填体强度的主要因素有：水泥含量及其浓度，在我国实际生产矿山中，灰砂比多为 1: 8~1: 10，在矿块底部经常采用 1: 4~1: 6 的灰砂比。

胶结充填的浓度对充填体强度的影响较大，浓度较低时，产生严重水泥离析，使充填体强度大为下降，充填浓度超过 68~70%时，水泥离析基本消失。在胶结充填中应力争浓度达到及超过 68~70%，受条件限制浓度低于 65%时，可以加入絮凝剂，即可达到降低水泥离析的效果。

3.5.4 评价小结

充填系统主要危害是冒顶片帮（地表塌陷）、充填体泄露（漏浆跑浆）、堵管。

下一阶段设计中应完善以下问题：

（1）下一步设计阶段应明确充填管道敷设情况，并明确各区域充填倍线。

（2）为确保充填质量，防止爆管、堵管等危害，建议对充填料配比和浓度合理性进行验证。

（3）采场应按要求设置充填挡墙。

3.6 通风单元

3.6.1 危险、有害因素辨识与分析

矿山设计有相对独立、较完善的通风系统，但在建设、生产过程中有可能存在下述危险、有害因素：

（1）未按设计购置、安装主扇风机，没有建立机械通风系统，无法保证井下所需的风量、风速、风质要求，风流紊乱，炮烟粉尘积聚难以外排。

（2）用风点计算不全面或实际与计算有差异，造成通风量不足，不能

及时排除炮烟或除尘效果差，或排弃有毒有害气体效果差，致炮烟中毒事故。

（3）井巷断面实际与设计计算的有差异，造成风速过高或过低。

（4）风速、风质检测不及时，造成通风效果下降、人员误入，致炮烟中毒事故。

（5）开拓、采准形成后，未重新进行通风验算，造成通风效果不好。

（6）主扇控制柜缺少反风开关，或井下缺少反向风门，导致井下发生火灾时需反风时未及时反风，作业人员无法逃生。

（7）该矿设计进出口较多，对通风构筑物的设计位置及数量未进行明确，生产中通风构筑物（风门、风桥、风窗）缺乏或没有检查、维修；采空区未按要求封闭等而致漏风、污风串联或风流紊乱。

（8）独头采掘工作面未使用局扇通风或风筒布材质差、悬挂不当致通风效果差，引发作业人员炮烟中毒与尘肺病。

（9）采空区未及时封闭或封闭不及时，造成通风系统漏风。可能影响通风系统的有效果。

（10）井下未悬挂《避灾线路示意图》，或图中未反映出发生不同事故时的避灾线路，发生事故时井下作业人员可能选择错误的逃生线路，导致伤亡事故。

（11）随着开采深度的加大，围岩原始温度的提高，同时空气自身压缩热量的聚集，增大风量对终端风温的影响并非起到降温作用。国内外研究表明：原岩温度每增加 1°C ，工作面气温约增加 $0.5^{\circ}\text{C}\sim 0.7^{\circ}\text{C}$ ，并认为当生产水平岩层温度超过 $35^{\circ}\text{C}\sim 40^{\circ}\text{C}$ 时，增加风量对工作面的风温没有影响，不能仅采用增加风量来降温。工人在井下的高温下作业，轻则效率低下，出现中暑，重则危及生命。

（12）地热危害

根据罗河矿区铁矿资源储量核实报告提供的矿区钻孔井温测量结果，罗河地区恒温带深度 25m，温度 18.9°C ，地温平均梯度 $2.76^{\circ}\text{C}/100\text{m}$ 。

按正常增温梯度埋深至 600m~850m 时，温度即达 35℃~43℃，已形成热害。井下开采作业环境温度较高，对工人身体健康产生影响。

3.6.2 预先危险性分析表

表 3.6-1 通风单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防范措施
中毒窒息	1.通风设计不合理（矿井供风量不足；风量分配不合理；风速不符合排烟要求；采场通风不合理—未针对采场进路为独头巷道的特点确定采场通风方法等）；通风管理不善，使炮烟长时间在作业区域滞留。 2.使用不合格爆破器材；未按审批的爆破设计进行爆破作业。 3.装药、填塞质量不符合要求，造成半爆或爆燃。 4.爆破后未及时通风或通风不畅。 5.爆破后通风时间不足就进入工作面查炮。 6.人员没有按照要求撤到安全地点，炮烟进入人员避炮巷道。 7.独头巷道掘进时未进行局部通风，没有足够的风流稀释炮烟。 8.警戒标志不合理或没有设置警戒标志，人员意外进入通风不畅、长时间不通风的巷道、硐室等。 9.意外风流短路，人员意外进入炮烟污染区并长时间停留。 10.发生火灾时，烟流造成人员中毒窒息。	中毒窒息、人员伤亡	IV	1.合理进行矿井通风设计（含采场通风设计），按照设计设置各种通风构筑物；加强通风管理。 2.使用合格爆破器材；按审批的爆破设计进行爆破作业。 3.按照规程操作，确保装药和填塞质量，避免半爆或爆燃。 4.爆破前后加强通风，采取措施向死角盲区引入风流。 5.爆破后按照规定的等待时间以后进入工作面查炮。 6.在安全地点避炮。 7.独头掘进时按照规定进行局扇通风。 8.爆破前应在通往爆破点的巷道设置警示标志，避免人员误入。 9.配备必要的防火设施，加强防火安全管理。 10.加强对职工防火和火灾中逃生措施的教育。
触电	1.该项目拟使用的主扇、局扇供电线路绝缘损坏。 2.主扇未进行良好接地。 3.人的不安全行为。	人员伤亡，财产损失。	II	1.对主扇、局扇供电线路绝缘加强检查和维护。 2.对主扇进行良好接地。 3.严格按照操作规程进行作业，严禁违规作业。
机械伤害	1.接近主扇、局扇运转的危险区域，导致卷入。 2.扇风机安全防护装置缺乏或损坏、被拆除等。 3.在检修时，扇风机突然被别人随意启动。 4.在局扇上停留、休息。	造成人身伤害事故。	II	1.操作人员精心操作，身体远离扇风机危险部位。 2.保证扇风机安全防护装置完好。 3.在检修时，挂牌作业。 4.加强教育，不在局扇上停留、休息。

3.6.3 安全检查表法

表 3.6-2 通风单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
----	------	------	-----------	------

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
1	矿井总风量等于矿井需风量乘以矿井风量备用系数 K_b 。后者是考虑到漏风、风量不能完全按需分配和调整不及时等因素。 K_b 值为 1.20~1.45，可根据矿井开采范围的大小、所用的采矿方法、设计通风系统中风机的布局等具体条件进行选取。	《金属非金属地下矿山通风技术规范通风系统》（AQ2013.1-2008）第 5.3 条	考虑 1.2 的备用系数，矿井总风量为 $614\text{m}^3/\text{s}$ 。	符合要求
2	进入矿井的空气不应受到有害物质的污染，主要进风风流不应直接通过采空区或塌陷区；需要通过时，应砌筑严密的通风假巷引流。 矿井排出的污风不应対矿区环境造成危害。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.6.2.4 条	回风井不在进风井的上风侧，且相距较远。	符合要求
4	井下破碎硐室、主溜井等处的污风，应引入回风道。不能引入回风道的应采取净化措施。	《金属非金属地下矿山通风技术规范通风系统》（AQ2013.1-2008）第 6.3.4.1 条	破碎硐室设置专用回风联络道，溜矿系统设专用回风井。	符合要求
5	井下所有机电硐室都应供给新鲜空气。	《金属非金属地下矿山通风技术规范通风系统》（AQ2013.1-2008）第 6.3.4 条	可研设计机电硐供给新鲜空气。	符合要求
6	矿井进风应满足下列要求： ——井下工作人员供风量不少于 $4\text{m}^3/(\text{min} \cdot \text{人})$ ； ——排尘风速：硐室型采场不小于 0.15m/s ，饰面石材开采时不小于 0.06m/s ；巷道型采场和掘进巷道不小于 0.25m/s ；电耙道和二次破碎巷道不小于 0.5m/s ；箕斗硐室、装矿皮带道等作业地点的风速不小于 0.2m/s ； ——破碎机硐室：采用旋回破碎机的，风量不小于 $12\text{m}^3/\text{s}$ ；采用其他破碎机的，风量不小于 $8\text{m}^3/\text{s}$ ，采用 2 台破碎设备时，不小于 $12\text{m}^3/\text{s}$ ； ——柴油设备运行时供风量不小于 $4\text{m}^3/(\text{min} \cdot \text{kW})$ ； ——满足 6.6.1.4 规定的风速要求。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.6.1.3 条	按照采掘设备、采矿作业面、掘进工作面、硐室等的数量及各个点的耗风量来计算，总风量为 $614\text{m}^3/\text{s}$ ，井下风速、风量满足要求。	符合要求
7	地下矿山应采用机械通风。设有在线监测系统的矿山应根据监测结果及时调整通风系统；未设置在线监测系统的矿山每年应对通风系统进行 1 次检测，并根据检测结果及时调整通风系统。矿山应及时更新通风系统图。通风系统图应标明通风设备、风量、风流方向、通风构筑物、与通风系统隔离的区域等。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.6.2.1 条	设计矿山采用机械通风。	符合要求
8	采场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》	采场利用贯穿风流通风或机械通风。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
		(GB16423-2020) 第 6.6.2.7 条		
9	每台主通风机电机均应有备用，并能迅速更换。同一个硐室或风机房内使用多台同型号电机时，可以只备用 1 台。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.6.3.2 条	主扇风机配备具有相同型号和规格的备用电机，并设有能迅速调换电动机的设施。	符合要求
10	掘进工作面通风不良的工作场所，应设局部通风设施，并应有防止其被撞击破坏的措施。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.6.3.5 条	选用 2 台 FKZ-8-№19 型辅扇用于分段回风天井联络道上，选用 1 台 FKZ-8-№22 型辅扇用于 -740m 中段回风天井联络道上，FKZ-6-№17 型辅扇用于 -600m 中段回风天井联络道上，选用 1 台 FKZ-4-NO10 型辅扇用于井底粉矿回收水平进风天井联络道。选配 JK55-1No.5 型局扇 10 台和 JK55-1No.8 型局扇 10 台，用于掘进工作面的通风，今后矿山可根据生产的实际需要增加辅扇和局扇。	符合要求
11	采用凿岩爆破法掘进应遵守下列规定： 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； 在遇水膨胀、强度降低的岩层中掘进不能采用湿式凿岩时，可采用干式凿岩，但应采取降尘措施，作业人员应佩戴防尘保护用品；	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.1.4.1 条	本矿山凿岩采取湿式作业，凿岩机的最小供水量，满足凿岩除尘的要求。 爆破后和装卸矿（岩）时，进行喷雾洒水。凿岩、出碴前，先清洗工作面 10m 内的巷壁。进风道、人行道及运输巷道的岩壁，每季至少清洗一次。	符合要求
12	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》 (GB16423-2020) 第 6.1.4.1 条	爆破后和装卸矿（岩）时，必须进行喷雾洒水。凿岩、出碴前，应清洗工作面 10m 内的巷壁。进风道、人行道及运输巷道的岩壁，应每季至少清洗一次。	符合要求
13	风机进风口的安全护栏和防护网。	安监总局[2015]第 75 号	可研报告中无相关内容。	下阶段设计中需完善
14	箕斗井、混合井作进风井时，应采取有效的净化措施，保证空气质量。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.6.2.5 条	2#副井、2#进风井进风，3#回风井回风，未采用箕斗井、混合井进风。	符合要求
15	井下硐室通风应符合下列要求： ——来自破碎硐室、主溜井等处的污	《金属非金属矿山安全规程》	破碎硐室、主溜井处污风经净化后排放，可研	下阶段设计中

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
	风经净化处理达标后可以进入通风系统；未经净化处理达标的污风应引入回风道； ——爆破器材库应有独立的回风道； ——充电硐室空气中 H_2 的体积浓度不超过 0.5%； ——所有机电硐室都应供给新鲜风流。	（GB16423-2020） 第 6.6.2.6 条	设计机电硐供给新鲜空气。 可研未提及 -740m 爆破器材库设独立回风道，未提交充电硐室氢气报警器设置。	需完善
16	有可能产生热害的矿山，应监测和控制工作面的气象条件；对员工进行防止热害的培训；为员工配备热害防护装备。	《金属非金属矿山安全规程》 （GB16423-2020） 第 6.6.4.2 条	设计采用地表集中制冷站送冷风。	符合要求

3.6.4 风量风速复核

风量分别按排尘风速、柴油设备和井下同时工作最多人数的进行计算，具体如下：

（1）采场区域需风量

① 按排尘风速计算

风量按照采掘设备、采矿作业面、掘进工作面、硐室等的数量及各个点的耗风量来计算，总风量为 $614m^3/s$ 。详见表 3.6-3。

表 3.6-3 按工作面计算风量表

序号	需风点	同时工作面（个）	需风量（ m^3/s ）	总需风量（ m^3/s ）	备注
一	采场				
1	凿岩工作面	7	7	49	
2	出矿工作面	3	15	45	柴油铲运机
3	出矿工作面	5	12	60	电动铲运机
4	装药工作面	4	7	28	
5	充填作业	3	7	21	
6	备用采场	4	6	24	
	小计			227	
二	掘进				
1	凿岩工作面	5	7	35	
2	出渣工作面	3	12	36	
3	装药工作面	4	7	28	
4	支护工作面	3	7	21	
5	撬毛工作面	2	7	14	

6	切割天井作业	2	7	14	
7	二次破碎工作面	2	7	14	
	小计			162	
三	有轨运输				
1	卸载站	2	8	16	
2	有轨运输巷道	4	6	24	
	小计			40	
三	硐室				
1	水泵房中央变电所	1	12	12	
2	爆破器材库	1	6	6	
3	油库	1	8	8	
4	无轨设备维修硐室	1	12	12	
5	破碎硐室	1	15	15	
6	电机车维修硐室	1	10	10	
7	装矿皮带道	1	5	5	
8	粉矿回收	1	15	15	
	小计			83	
四	合计			512	
五	漏风系数			1.2	
六	需风总量			614	

② 按柴油设备计算

根据《金属非金属矿山安全规程》：有柴油设备运行的矿井，按同时工作的柴油设备台数，每 kW 每分钟供风量不小于 4m^3 。

表 3.6-4 柴油设备总功率计算表

序号	设备名称	型号	同时工作数量（台数）	单台功率（kW）	总功率（kW）	利用率（%）	需风量（ m^3/s ）
1	铲运机	LH514	3	256	768	85	43.5
2	铲运机	XYWJ-4	4	235	940	85	53.3
3	潜孔钻机	Simba E系列	3	65	195	20	2.6
4	井下指挥车	WC8RJ	4	63	252	80	13.4
5	撬毛台车	XMPYT-74/325	2	74	148	80	7.9
6	通用平台	XYFW-10	8	120	960	80	51.2
7	锚杆台车	GYM41/2	2	60	120	20	1.6
8	锚索台车	DS421	1	75	75	20	1.0

9	浅孔凿岩台车	CYTJ45	2	60	120	20	1.6
10	浅孔凿岩台车	CYTJ45/2	3	103	309	20	4.1
11	中深孔凿岩台车	Simba1354	4	60	240	20	3.2
12	井下炸药混装车	BCJ-2000	2	105	210	20	2.8
13	喷浆台车	Spraymec MF 050 VC	1	120	120	85	6.8
14	装药台车	chargetec UV1	2	75	150	85	8.6
							193.0
							1.2
							232

通过以上 2 种方法计算，采场区域最大需风量取最大一个，即 $614\text{m}^3/\text{s}$ 。

（2）风量复核

采用矿井风量估算法对风量进行复核，公式如下：

$$Q=Aq$$

其中 Q ----矿井或坑口所需总风量， m^3/s ；

A ----矿井或坑口年产量，二期新增规模 $500\times 10^4\text{t/a}$ ；

q ----年产万吨耗风量， m^3/s ，特大型矿井取值为 $1\sim 2.5$ 。

计算结果为 $Q=500\sim 1250\text{m}^3/\text{s}$

可研报告计算的总风量为 $614\text{m}^3/\text{s}$ ，介于 $500\sim 1250\text{m}^3/\text{s}$ 之间，按经验，可研计算的风量能满足井下通风要求。

（3）风速复核

依据 GB16423-2020 第 6.6.1.6 条，井巷断面平均最高风速规定：专用风井，专用总进、回风道最高风速 20m/s ；专用物料提升井最高风速 12m/s ；提升人员和物料的井筒，中段主要进、回风道，修理中的井筒，主要斜坡道最高风速 8m/s ；运输巷道，采区进风道最高风速 6m/s 。

表 3.6-5 主要井筒、巷道风速表

井巷名称	通风断面 (m^2)	最大风量 (m^3/s)	本次设计风速 (m/s)	备注
2#副井	44.20	204	4.6	
2#进风井	33.17	400	12.1	
3#回风井	56.72	800	14.1	
2#副井石门	16.62	52.6	4.6	
2#进风井石门	19.87	280	14.1	
3#回风井石门	19.87	282	14.2	
辅助斜坡道	19.87	10	0.5	
进风天井	9.62	75.6	9.8	

回风天井	9.62	100	10.4	
进风天井联络道	12.11	100	8.3	
出矿巷道	16.62	54.8	3.3	
有轨运输巷道	12.11	15.3	1.3	
分段巷道	16.62	41.2	2.5	
中段沿脉巷道	16.62	84.7	5.1	

各井巷断面最高风速均小于《金属非金属矿山安全规程》规定的最大风速要求，符合通风安全标准。

3.6.5 评价小结

可行性研究报告根据矿山的实际情况，设计了机械通风系统，在掘进工作面 and 通风不良的采场，安装局部通风设备，采场采用了贯穿风流通风方式，符合规程要求。

通风系统危险有害因素有：中毒窒息、机械伤害、触电和物体打击，该项目开采深度大，通风线路较长，引发中毒窒息的几率较大，故应对中毒窒息加强重视。

下一阶段设计中尚需完善以下几个方面：

（1）由于该项目井巷较多，为了防止风流短路、漏风现象，建议合理设置通风构筑物，对废弃巷道及采空区及时封闭并加强管理。

（2）为防止风量分配不合理，应对风量定期进行检测，并及时对风量进行调整。

（3）下一步设计应明确二期通风系统与现有通风系统间的关联，分析现有通风系统存在的问题，及延伸后的影响。

（4）建议在主要采掘工作面和通风机房设置风速风压传感器，实现对全矿井风量、风速、风压的动态监测。通过自动化监测系统，可以实时掌握通风状况，及时发现和处理通风异常，确保通风系统的安全和有效运行。

（5）制定详细的通风设施维护计划，包括定期检查和维修主通风机、局部通风设备、风门和调节风门等。及时发现和处理设备故障，保证通风系统的持续稳定运行。

（6）在需要控制风流的地方合理设置风门和调节风门，确保风流路径

畅通，避免因风门位置不当导致的风流短路或风流不均匀现象。

（7）随着矿山开采工作的推进，通风需求可能会发生变化。建议定期评估和调整通风系统，根据实际需要增加或调整通风设备，确保每个工作面都有足够的新鲜空气供应。

（8）下一步设计阶段应对爆破器材库独立回风道进行详细设计，充电硐室应设置氢气探测器，空气中 H_2 的体积浓度不超过 0.5%。

（9）二期深部开采通风系统与一期开采通风系统相对独立，进一步分析二者之间可能构成相互影响的风险因素，提出安全对策措施（如火灾情况下反风的影响问题）。

3.7 防排水与防灭火单元

3.7.1 防排水子单元

（1）危险、有害因素辨识与分析

该项目地下开采排水系统中存在危险有害因素为主要有透水、机械伤害、淹溺。

1）多雨季节，地表水可能会从井口或地表裂缝进入井下，引起井下透水。

2）矿床开采时破坏了原有隔水岩层而形成人为充水通道，可能使上部含水层内的地下水大量涌出，导致井下透水。

3）防、排水设备未按设计要求进行选择、井下巷道无排水沟或排水沟排水能力不足、排水管、水泵等未及时检查、维护等原因可能会造成透水事故。

4）水泵外露传动部位未采取有效的防护措施等原因可能会造成机械伤害事故；

5）水仓未封闭或未设置护栏等原因可能造成淹溺事故。

6）矿山补给水源分析

补给源来自上方，富水的区域处于上部，-620m 水平以上目前为东西区同时生产，矿井涌水量为最大，在一期的采取高水高排和资源化利用的方式掩护作用下，未来深部的二期的第 2 阶段（水平）涌水量将大幅度减少。

矿山在采取防治工程后，次生石英岩孔洞裂隙水承压含水层的水位大幅下降，东区水位降至约-320m，西区水位降至约-330m，由承压转为无压含水层，局部含水层（体）被疏干。对矿井安全开采的威胁程度大为降低，在进一步加大疏水量和增多疏水点后，含水层将被大面积疏干或水位降至开采水平以下后，即可消除水害威胁。

但矿体上覆含水层及其之间存在断裂破碎带、封闭不良及毁坏的水文地质观测孔的等钻孔和顶板采动裂隙，形成天然和人为导水通道，会危及采掘工程的安全。

（2）预先危险性分析（PHA）

表 3.7-1 防排水子单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防范措施
透水	地表水量较大，未采取合理的防排水措施，地表水涌入井下；地下涌水量较大，地表水、第四系含水层、天窗与下部含水层之间的水力联系不清，地下涌水量预测偏小，防、排水设备能力不够；未合理设置防水矿(岩)柱。	人员伤亡影响生产	IV	掘进过程中应采取超前探水和防排水措施；充分考虑地表河流、第四系含水层以及“天窗”的影响，对井下水仓、水泵、防水矿(岩)柱、排水沟等进行合理设计；有用的钻孔，应妥善封盖；报废的钻孔应封闭；加强防排水使用管理；雨季加强防排水设施的维护做好夏季防汛准备。
机械伤害	水泵外露传动部位未采取有效的防护措施：如防护罩等；设备自身缺陷，安装、维护、使用不当；违章作业和操作失误；照明度不够或对设备的危险部位未设置警示标志。	人员伤亡设备损坏	III	采取合理的防护措施；保持设备自身状态良好；正确安装、维护和使用；严禁违章作业；应尽量避免操作失误；应有足够的照明度；对设备的危险部位设置警示标志。
淹溺	水仓未封闭或未设置护栏；未设置安全警示标志；人员安全意识	人员伤亡	III	水仓应封闭或设置护栏；应在危险部位设置安全警示标志；加强

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防范措施
	不强。	亡		安全教育使人员提高安全意识。

(3) 安全检查表法

表 3.7-2 防排水子单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
1	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》 (GB16423-2020) 第 6.8.3.1 条	查清矿区及其附近地表水流系统和汇水面积、河流沟渠汇水情况，并结合矿区特点建立和健全防水、排水系统。	符合要求
2	矿山井下最低中段的主水泵房和变电所的进口应装设防水门，防水门压力等级不低于 0.1MPa。水仓与水泵房之间应隔开，隔墙、水仓与配水井之间的配水阀的压力等级应与防水门相同。 通往强含水带、积水区、有可能突然大量涌水区域的巷道和专用的截水、放水巷道应设置防水门。防水门压力等级应高于其承受的静压。 防水门应设置在岩石稳固的地点，由专人管理，定期维修，确保可以随时启用。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.8.3.3 条	可研未明确防水门安装要求。	下阶段设计中需完善
3	井下主要排水设备应包括工作水泵、备用水泵和检修水泵。只设 3 台水泵时，水泵型号应相同。 应设工作排水管路和备用排水管路。水泵出口应直接与工作排水管路和备用排水管路连接。任意一条排水管路检修时，其他排水管路应能完成正常排水任务。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.8.4.3、6.8.4.4 条	-620m 水泵房设 5 台 MD360-94 × 8 型多级离心水泵，单台水泵的流量 $Q=360 \text{ m}^3/\text{h}$ ，扬程 $H=760\text{m}$ ，利用已有 3 根 $\phi 426\text{mm} \times 16\text{mm}$ 无缝钢管作为排水管，沿副井敷设至地表。正常涌水时，2 台水泵同时工作，另外 2 台备用，1 台检修。最大涌水时，3 台水泵同时工作 或者 4 台水泵同时工作。正常排水 1 根排水管工作，最大排水 2 根排水管同时工作。 -830m 水泵房共设 4 台 MD280-100 × 9(P) 型多级离心泵，另预留 1 台水泵的安装位置。单台水泵的排水量 $Q=280\text{m}^3/\text{h}$ ，扬程 $H=900\text{m}$ ，正常涌水时，2 台水泵同时工	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
			作，另外 1 台备用，1 台检修。最大涌水时，3 台水泵同时工作，另外 1 台备用。 排水管路采用 2 根 $\Phi 351\text{mm} \times 18\text{mm}$ 无缝钢管，沿 2#副井敷设至地表。正常排水时 1 用 1 备，最大排水时 2 根排水管同时工作。	
4	井下最低中段的主水泵房出口不少于两个；一个通往中段巷道并装设防水门；另一个在水泵房地面 7m 以上与安全出口连通，或者直接通达上一水平。水泵房地面应至少高出水泵房入口处巷道底板 0.5m；潜没式泵房应设两个通往中段巷道的出口。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.4.2 条	可研未提及水泵房安全出口设置情况。	下阶段设计中需完善
5	主要水仓应由两个独立的巷道系统组成。最低中段水仓总容积应能容纳 4h 的正常涌水量；正常涌水量超过 2000m ³ /h 时，应能容纳 2h 的正常涌水量，且不小于 8000m ³ 。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.4.1 条	可研未提及水仓设置情况。	下阶段设计中需完善
6	在有突水可能性的工作面设置的救生圈、安全绳等救生设施。	安监总局[2015]第 75 号	可研报告中没有相关内容。	下阶段设计中需完善

（4）该项目地下开采水灾害分析

1) 涌水量

罗河铁矿采用充填法开采，二期工程新增开采范围主要为-620m 以下矿体，-620m 以上的涌水通过-620m 中段水泵房排出。-620m 以下涌水通过-830m 中段水泵房排出。矿体由于深度大，地表水对矿坑涌水的影响忽略不计。因此，涌水量只计算地下水涌水量。矿体间接顶板次生石英岩的孔洞-裂隙承压水是矿坑的主要充水水源，以静储量为主，上覆盖层裂隙带的潜水和侧向粗安岩类裂隙潜水则是矿坑充水的次要来源，以动流量为主。

由于次生石英岩的孔洞裂隙承压水是以静储量为主，而上覆盖层裂隙带的潜水和侧向粗安岩类裂隙潜水以动流量为主，因此，未来采场的地下水动流量主要为粗安岩类裂隙潜水的涌水量。

根据上述分析，矿坑涌水量采用潜水稳定流完整井的“大井法”估算，

预测公式选择如下：

$$Q = \frac{1.366K(2H-S)S}{\lg R_0 - \lg r_0}$$

$$R_0 = R + r_0$$

$$R = 2S\sqrt{MK}$$

$$r_0 = \sqrt{F' / \pi}$$

式中：

Q—疏干至不同标高底板时的动储量（m³/d）；

K—平均渗透系数（m/d）；

H—含水层厚度（m）；

S—疏干至底板时水位降深（m）；

R₀—矿井采区引用影响半径（m）；

r₀—矿坑引用半径（m）；

R—单井影响半径（m）；

F'—预计矿井开采面积（m²）。

含水层厚度（H）：含水层相对隔水底板确定为-345.18m 标高，矿体分布处钻孔地下水位标高平均值为 27.62m，则含水层厚度为 372.80m。由于矿体及其顶板岩石不含水，计算时，含水层下限按照地质报告中的-345.18m 考虑，以下视为隔水层。

渗透系数（K）：渗透系数引用《安徽省庐江罗河铁矿详细地质勘探报告》中各含水层的加权平均渗透系数，取 0.017m/d。

矿坑涌水量预测所涉及参数及估算结果见表 3.7-3。

表 3.7-3 大井法矿坑涌水量估算结果表

中段	K（m/d）	H(m)	S(m)	R（m）	R ₀ (m)	r ₀ (m)	F（m ² ）	Q（m ³ /d）
-620m	0.017	372.8	372.8	1877.02	2773.83	896.81	2525407	6552.51
-830m	0.017	372.80	372.80	1877.02	2213.52	336.50	355724	3927.62

含水层均位于矿体之上，而且矿体属不含水岩层，含水层的最低标高也高于-620m，因此含水层之下不同深度的动储量计算结果一致，与水位降深无关。最大涌水量则按正常涌水量的 1.8 倍计算。

比拟法：

罗河铁矿一期为生产矿山，根据罗河铁矿排水量数据记载，2016 年以来坑道日平均排水量 3564.6m³/d，日最大排水量为 4613.8m³/d。

根据矿山多年生产巷道排水记录总结的经验，在远离含水层底板（标高-345.18m）之下的不含水层中，巷道的排水量与采出的矿石量（P）成正比，与水位降深（S）无关。因为-620m 和-830m 水平均处于不含水层中，在没有采矿活动的自然条件是基本不含水的，但是由于采矿活动，从上而下的井巷工程贯穿了各含水层、隔水层，破坏了含水层、隔水层的原有天然结构，使得原不含水层的坑道在采矿活动中具有了涌水现象。

故凡是与水位降深有关的比拟法公式不适合罗河铁矿远离含水层底板的不含水层的坑道涌水量计算。根据-620m 中段排水数据，比拟计算与其同处于同一不含水层位的-830m 中段涌水量，选择与坑道采矿活动（采出矿石量）密切相关的富水系数法公式来计算坑道涌水量无论是在理论上还是根据实际排水数据总结的经验来看都是比较适宜的。

富水系数法公式：

$$Q = Q_1 \frac{P}{P_1}$$

Q：-830m 中段正常涌水量；

Q₁：-620m 中段实测正常涌水量；

P、P₁：扩建后采矿生产能力及目前实际生产能力

经计算得-830m 中段正常涌水量为 2352.7m³/d，最大涌水量为 5040m³/d。

2) 井下主排水系统能力复核

-620m 水平排水系统：

-620m 中段涌水量正常 $5941\text{m}^3/\text{d}$ ，最大 $7690\text{m}^3/\text{d}$ ，另有生产回水 $3800\text{m}^3/\text{d}$ ，充填回水 $1000\text{m}^3/\text{d}$ 。含水层按 10 年疏干完成，正常涌水量增大为 $8000\text{m}^3/\text{d}$ ，最大涌水量增大为 $15000\text{m}^3/\text{d}$ 。-620m 水泵房的正常排水量为 $12800\text{m}^3/\text{d}$ ，最大排水量为 $19800\text{m}^3/\text{d}$ 。

-620m 水平以上涌水通过 -620m 水平已有水泵房排出地表。-620m 水泵房设 5 台 MD360-94 $\times$ 8 型多级离心水泵，单台水泵的流量 $Q=360\text{m}^3/\text{h}$ ，扬程 $H=760\text{m}$ ，电机功率 1250kW。利用已有 3 根 $\Phi 426\text{mm} \times 16\text{mm}$ 无缝钢管作为排水管，沿副井敷设至地表。

正常涌水时，2 台水泵同时工作 17.8h 可以完成一天的排水任务，另外 2 台备用，1 台检修。最大涌水时，3 台水泵同时工作 18.3h 或者

4 台水泵同时工作 13.8h 可以完成一天的排水任务。正常排水 1 根排水管工作，最大排水 2 根排水管同时工作。

①水泵能力复核

按照 20 小时排出坑内一昼夜的涌水量对井下主水泵能力进行复核。

正常涌水时：

20 小时工作水泵排水能力 $360 \times 2 \times 20 = 14400\text{m}^3$

20 小时工作水泵排水能力 $360 \times 3 \times 20 = 21600\text{m}^3$

井下一天需要排水量为 12800m^3

$14400 > 12800$ ，正常涌水量，工作水泵能满足井下排水要求。

最大涌水时：

20 小时最大排水能力 $360 \times 3 \times 20 = 21600\text{m}^3$

20 小时最大排水能力 $360 \times 4 \times 20 = 28800\text{m}^3$

井下一天需要排水量为 19800m^3

$21600 > 19800$ ，最大涌水时，水泵能满足井下排水要求。

②水泵扬程复核

按排水高度估算设备所需的扬程为：

$$H=1.1\times(44.5+620)=730.95\text{m}$$

所选水泵扬程 $H=760\text{m}$

$760\text{m}>730.95\text{m}$ ，水泵扬程满足要求。

-830m 水平排水系统：

深部矿体生产期间，-620m 水平以下的排水量如下：

井下正常排水量： $8000\text{ m}^3/\text{d}$ ；

井下最大排水量： $12000\text{ m}^3/\text{d}$ 。

-830m 水泵房共设 4 台 MD280-100 $\times$ 9(P)型多级离心泵，另预留 1 台水泵的安装位置。单台水泵的排水量 $Q=280\text{m}^3/\text{h}$ ，扬程 $H=900\text{m}$ ，电机功率 $N=1120\text{kW}$ 。

正常涌水时，2 台水泵同时工作 14.3h 可以完成一天的排水任务，另外 1 台备用，1 台检修。最大涌水时，3 台水泵同时工作 14.3h 可以完成一天的排水任务，另外 1 台备用。

排水管路采用 2 根 $\Phi 351\text{mm}\times 18\text{mm}$ 无缝钢管，沿 2#副井敷设至地表。正常排水时 1 用 1 备，最大排水时 2 根排水管同时工作。

①水泵能力复核

按照 20 小时排出坑内一昼夜的涌水量对井下主水泵能力进行复核。

正常涌水时：

$$20\text{ 小时工作水泵排水能力 } 280\times 2\times 20=11200\text{ m}^3$$

井下一天需要排水量为 8000m^3

$11200>8000$ ，正常涌水量，工作水泵能满足井下排水要求。

最大涌水时：

$$20\text{ 小时最大排水能力 } 280\times 3\times 20=16800\text{m}^3$$

井下一天需要排水量为 12000m^3

$16800>12000$ ，最大涌水时，水泵能满足井下排水要求。

②水泵扬程复核

按排水高度估算设备所需的扬程为：

$$H=1.1\times(44.5+830)=961.95\text{m}$$

所选水泵扬程 $H=900\text{m}$

$961.95\text{m}>900\text{m}$ ，设计单位应核实水泵扬程。

（5）单元评价小结

1）本单元存在的危险有害因素有：透水、机械伤害、触电和淹溺，由于该项目地表水丰富、地下涌水量较大，对透水危害应加以重视。

2）下一阶段设计中应完善的问题有：

①设计单位应核实-830m 水平排水系统水泵扬程。

②下一步设计阶段应对最低中段的主水泵房和变电所的进口防水门进行设计，矿山井下最低中段的主水泵房和变电所的进口应装设防水门，防水门压力等级不低于 0.1MPa。水仓与水泵房之间应隔开，隔墙、水仓与配水井之间的配水阀的压力等级应与防水门相同。

通往强含水带、积水区、有可能突然大量涌水区域的巷道和专用的截水、放水巷道应设置防水门。防水门压力等级应高于其承受的静压。

防水门应设置在岩石稳固的地点，由专人管理，定期维修，确保可以随时启用

③下一步设计阶段应对井下最低中段的主水泵房安全出口进行设计，出口不少于两个；一个通往中段巷道并装设防水门；另一个在水泵房地面 7m 以上与安全出口连通，或者直接通达上一水平。水泵房地面应至少高出水泵房入口处巷道底板 0.5m。

④下一步设计阶段应对井下水仓进行详细设计，主要水仓应由两个独立的巷道系统组成。最低中段水仓总容积应能容纳 4h 的正常涌水量；正常涌水量超过 $2000\text{m}^3/\text{h}$ 时，应能容纳 2h 的正常涌水量，且不小于 8000m^3 。

⑤有突水可能性的工作面应设置救生圈、安全绳等救生设施。

⑥在建设和生产过程中必须坚持“预测预报、有疑必探、先探后掘，先

治后采”的探放水原则。在接近中等-强含水层、导水断层部位或其他水文地质条件可疑地段，应采用物探与钻探相结合的方式探水，避免突水事故的发生。发现有透（突）水征兆时，应立即停止受水害威胁区域的作业，撤出所有可能受水威胁区域的人员，采取有效安全措施。

⑦建议对水文地质条件进一步查明，进一步查明矿区构造带及其含水性、导水性及与其它含水层的水力联系，合理预测深部开采的矿坑涌水量，并为制定防治水措施提供依据。

⑧矿山水文地质条件中等，应建立水文地质观测系统，成立相应防治水机构，配置防治水专业技术人员，配备防治水及抢险救灾设备，建立探放水队伍。

3.7.2 防灭火子单元

（1）预先危险性分析

表 3.7-5 防灭火子单元安全检查表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防范措施
电气设备	不符合防火防爆的要求；电气设备安装使用维护不当；电气设备安装存在缺陷或运行时间短路、过载、接触不良、散热不良、漏电等导致过热；电热器具、电火花、电弧和照明灯具形成引燃源。	人员伤亡 财产损失	III	设计选择合理电气设备；严格按设计、规程进行安装，对电器定期检测；正确使用维护电气设备；备足消防灭火器材和消防设施。
危险物料	爆破材料的运输、保存、使用不当；木材、油料、电缆；外界火源；危险部位未设立警示标志；未采取有效的灭火措施。	人员伤亡 财产损失	III	易燃易爆材料要妥善保管、处理；尽量不在易燃易爆物品附近点火；如必须动火应采取有效防火措施；在必要部位配备一定数量的灭火器材。

（2）安全检查表

表 3.7-6 防灭火子单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况及说明	检查结果
1	井下消防供水水池容积应不小于 200m ³ 。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-	地表消防用水由厂区 130000m ³ 罗昌湖及供水管网	符合要求

		2020) 第 6.9.1.5 条	补给，在 2#井塔地下室设置一座总容积 270m ³ 消防水池。	
2	在下列地点或区域应配置灭火器：有人员和设备通行的主要进风巷道、进风井井口建筑、主要通风机房和压入式辅助通风机房、风硐及暖风道；人员提升竖井的马头门、井底车场；变压器室、变配电所、电机车库、维修硐室、破碎硐室、带式输送机驱动站等主要机电设备硐室、油库和加油站、爆破器材库、材料库、避灾硐室、休息或排班硐室等； 内燃自行设备通行频繁的斜坡道和巷道，灭火器配置点间距不大于 300m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.9.1.7 条	井下采区变电所和牵引变电所、无轨设备维修硐室、电机车维修硐室、水泵房中央变电所、井口风机房、空调机房、值班硐室、候车硐室、爆破器材库、燃油硐室及各个生产水平的关键部位等均采用非可燃性材料建筑，室内（外）应有醒目的防火标志和防火注意事项，并配备干粉灭火器及其它灭火器材。 重点部位如辅助斜坡道、井下维修硐室、油库、爆破器材库等设井下消防水给水系统及消火栓，消火栓间距不大于 100m。	符合要求
3	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》（GB16423-2020）第 6.3.4.2 条	每台无轨自行设备（包括井下铲运机、凿岩台车、运人车、材料车等，不论是柴油驱动还是电动）均需配备车载灭火器。	符合要求

（3）单元评价小结

灭火系统存在的主要危险有害因素为危险物料火灾、爆炸，其危险等级为Ⅲ级，应加以重视。采取合理的措施后，以上危险有害因素能控制在可接受范围内。

3.8 矿山供配电设施单元

3.8.1 危险、有害因素辨识与分析

该单元存在的主要危险、有害因素有：

- （1）该项目涉及到大量的高、低压电气设备，因设备故障、人为因素等可能发生触电、火灾事故；
- （2）供电系统避雷设施原因可导致雷电事故发生；
- （3）含有有害物质的电气设备发生故障时产生的有毒有害气体，可能引发中毒窒息事故。

3.8.2 预先危险性分析（PHA）

表 3.8-1 矿山供配电设施单元预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	形成事故原因	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
机械伤害	违章作业	1. 操作不熟练； 2. 操作地点不安全； 3. 作业前安全检查、处理不到位； 4. 防护装置（罩）不全。	机械伤害	人员伤害	II	1. 严格执行操作规程； 2. 加强个人防护措施； 3. 完善配备机械安全防护装置。
触电	违章作业； 保护设施不到位。	1. 电器设计、选型不合理、安装存在缺陷或运行时短路、漏电等导致过热及雷电放电产生的电弧、静电火花而引起电器火花； 2. 工作面潮湿； 3. 使用电气设备绝缘老化； 4. 电气设备缺少漏电保护等防护装置； 5. 不执行停送电制度； 6. 缺乏安全警示标志； 7. 作业无人监护； 8. 不使用安全电压； 9. 安全装置失效； 10. 个人防护措施不全； 11. 其他违章操作。	短路、引发漏电、触电	人员伤亡、设备损坏	II	1. 严格执行操作规程； 2. 加强个人防护措施； 3. 合理设计、选择电气设备，严格按照施工图和规范进行设备安装、调试； 4. 电气设备采用保护接地； 5. 变压器周围设围栏，配电室铺设供工作人员检查的绝缘地毯； 6. 配电室配备绝缘靴、绝缘手套、绝缘杆等绝缘设备，门窗加防护网； 7. 高压设备附近悬挂防止触电的警告牌； 8. 在断电的线路上作业时，该线路的电源开关把手必须悬挂警示牌，只有执行这项工作的人员才有权取下； 9. 电气设备可能被人所触及的裸露带电部分，设置警戒标志； 10. 定期检查电气线路及设备； 11. 电气工作人员 100%持证上岗。
雷击	保护设施不到位。	1. 主要构筑物无防雷设施； 2. 电气设备、线路，未设有可靠的防雷、接地装置；	电击、电伤	人员伤亡	II	在变配电室、高大建筑附近安装避雷针或避雷器，定期检查、监测。

危险因素	触发事件	形成事故原因	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
		3. 未定期进行全面检查和监测导致防雷设施失效； 4. 违章作业，未穿戴劳动防护用品。				
火灾	绝缘、保护装置失效	1. 电弧、电火花、杂散电流； 2. 保险丝（片）选用不当； 3. 开关及配电箱内油料着火； 4. 机械作用（包括摩擦、震动冲击等）所引起； 5. 绝缘、保护装置未检查，未维护； 6. 装置失效； 7. 未设置消防灭火设施； 8. 其他违章操作。	明火、短路引发火灾	人员伤亡、设备设施损坏	II	1. 严格执行操作规程； 2. 树立先安全后生产的观念，坚持工作前对工作面的安全处理； 3. 加强个人防护措施； 4. 加强安全管理； 5. 电气设备采用保护接地； 6. 电网设施漏电、触电、过电流保护装置； 7. 配电室、发电机房、电气设备工作室配置消防灭火设施； 8. 加强电气设备及其线路的检查、维护。
中毒窒息	电气设备事故	1. 设备质量不合格； 2. 电气设备未检查、未维护，缺乏检修，造成设备故障；	中毒窒息	设备设施损坏、人员伤亡	II	1. 必须选用具有国家安全认证标志的电气设备； 2. 加强电气设备及其线路的检查、维护。

3.8.3 矿山供配电安全检查表

根据《矿山电力设计标准》（GB50070-2020）对该项目供配电系统进行检查分析，见表 3.8-2。

表 3.8-2 矿山供配电安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
1	矿山供电电源和电源线路应符合下列规定： 1 有一级负荷的矿山应由双重电源供电；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全部一级负荷电力需求，并宜满足矿山二级负荷电力需求。 2 大、中型矿山宜由两回电源线路供	《矿山电力设计标准》（50070-2020） 第 3.0.3 条	矿山目前现有一座 110kV/10kV 总降压站，站内设有两台主变压器，容量均为 25000kVA，正常生产时两台变压器同时投入，分列运行。变电站进线采用两回路 110kV	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	电：两回电源线路中的任一回中断供电时，另一回电源线路应保证供给全部一、二级负荷电力需求。		架空进线，一路引自庐江 220kV 变电所，另一回引自绣溪 220kV 变电所。两回路架空线规格均为 LGJX-240 型稀土钢芯铝绞线，两回线路可满足双重电源供电要求。 设计在新选厂建设一座 110kV 总降压变电所，变电所内安装 2 台 50MVA、110kV/10kV 主变压器，为新增的 500×104t/a 采选用电设施提供电源，一期扩能工程现有采选设施仍由现有 110kV 总降压站供电。新建的 110kV 总降压变电所一路电源 T 接自给现有 110kV 总降压站供电的绣溪线，另外自 220kV 黄屯变新建一条 110kV 专线给新建的 110kV 总降压变电所供电。每个 110kV 站当一路电源发生故障时，另一路电源可以带全部负荷，从而保证矿山一级负荷和二级负荷的可靠供电。	
2	矿山地面主变电所的主变压器台数确定，应符合下列规定： 大、中型矿山工程宜采用 2 台及以上； 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 台及以上；	《矿山电力设计标准》（50070-2020） 第 3.0.7 条	矿山目前现有一座 110kV/10kV 总降压站，站内设有两台主变压器，容量均为 25000kVA，正常生产时两台变压器同时投入，分列运行。变电站进线采用两回路 110kV 架空进线，一路引自庐江 220kV 变电所，另一回引自绣溪 220kV 变电所。两回路架空线规格均为 LGJX-240 型稀土钢芯铝绞线，两回线路可满足双重电源供电要求。 设计在新选厂建设一座 110kV 总降压变电所，变电所内安装 2 台 50MVA、110kV/10kV	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
			主变压器，为新增的 500×104t/a 采选用电设施提供电源，一期扩能工程现有采选设施仍由现有 110kV 总降压站供电。新建的 110kV 总降压变电所一路电源 T 接自给现有 110kV 总降压站供电的绣溪线，另外自 220kV 黄屯变新建一条 110kV 专线给新建的 110kV 总降压变电所供电。每个 110kV 站当一路电源发生故障时，另一路电源可以带全部负荷，从而保证矿山一级负荷和二级负荷的可靠供电。	
3	矿山地面主变电所的主变压器为 2 台及以上时，其中 1 台停止运行，其余变压器容量应能保证一级负荷和二级负荷的供电。	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 3.0.8 条	正常状况时，两台主变同时工作；当一台主变故障或检修时，另一台主变负责为全矿一二级负荷供电。	符合要求
4	井下电气设备保护接地系统应符合下列规定：井下各开采水平的主接地装置和所有局部接地装置应通过接地干线相互连接，构成井下总接地网；需要接地的设备和局部接地极均应与接地干线连接。	《金属非金属《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.6.5 条	可研未提及井下电气接地要求。	下一步设计阶段完善
4	井下低压配电系统接地型式应符合下列规定： 1 井下有爆炸危险环境，应采用 IT 系统。 2 井下无爆炸危险环境，宜采用 IT 系统；当采用 220/380V 时，也可采用 TN-S 系统。 3 当采用 IT 系统时，配电系统电源端的带电部分应不接地或经高阻抗接地，且配电系统相导体和外露可导电部分之间第一次出现阻抗可忽略的故障时，故障电流不应大于 5A。	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 4.1.3 条	井下低压配电系统采用 IT 系统，	符合要求
5	井下接地极的设置应符合下列规定： 1 每一开采水平主接地极不应少于 2 组，并宜分别设置于开采水平主、副水仓中。 2 当下井电缆在钻孔中敷设时，主接地极可埋设在地面或设在井底水仓中或集水井内；加固钻孔的金属套管可作为主接地极中的一组。 3 当没有排水水仓可利用时，主接地极	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 4.6.2 条	可研未提及井下电气接地要求。	下一步设计阶段完善

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	应设置在井底水窝或专门开凿的集水井内。不得将两组主接地极置于一个集水井内。 4 局部接地极可设置在排水沟、积水坑或其他适当地点。			
6	当任一组主接地极断开时，井下接地网上任一接地点测得的接地电阻值不应大于 2Ω 。每一移动式 and 手持式电力设备与最近的接地极之间的保护接地电缆芯线的电阻值，不得大于 1Ω 。	《矿山电力设计标准》（50070-2020） 第 4.6.4 条	可研未提及井下电气接地要求。	下一步设计阶段完善
7	井下照明电压，应符合下列规定： 1 主要巷道的固定式照明电压可采用 220V 或 127V； 2 天井以及天井至回采工作面之间应采用 36V； 3 采掘工作面应采用 36V，当选择矿用防爆型灯具时可采用 127V； 4 行灯电压不应大于 36V。	《矿山电力设计标准》（50070-2020） 第 4.1.8 条	井下低压设备为 AC380V、AC1000V。 主井提升机、副井大罐笼提升机为 AC3150V。副井小罐笼为 AC690V。 坑内运输电机车为 DC550V。 控制电压为 AC220V（DC220V）。地表及坑内照明电压为 AC220V。检修及采场安全电压 AC36V。	符合要求
8	井下高、低压线路应装设相间短路和过负荷保护。	《矿山电力设计标准》（50070-2020） 第 4.2.6 条	110kV 电力变压器：过流保护、纵联差动保护、高压侧单相接地保护、过负荷保护、瓦斯保护、温度保护、压力保护； 10kV 电力变压器：相间短路保护、绕组的匝间短路保护、过电流保护、过负荷保护、温度保护(干式)、压力保护(密闭油浸式)。 10kV 电力线路保护：相间短路保护、单相接地保护、过负荷保护。	符合要求
9	电力电缆的选择应符合下列规定： 在立井井筒或倾角 45° 及以上的井巷内，固定敷设的高压电缆应采用交联聚乙烯绝缘粗钢丝铠装聚氯乙烯护套电力电缆； 在水平巷道或倾角小于 45° 的井巷内，固定敷设的高压电缆应采用交联聚乙烯绝缘钢带或细钢丝铠装聚氯乙烯护套电力电缆； 井下所有电缆应采用阻燃电缆。	《矿山电力设计标准》（50070-2020） 第 4.3.1 条	井下动力及控制电缆均采用低烟无卤阻燃型，可研未提及电缆敷设要求和具体型号。	下一步设计阶段完善
10	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。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-	可研未提及井下照明设置要求。	下一步设

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
		2020) 第 6.7.5.1 条		计阶段完善
11	井下应采用低烟、低卤或无卤的阻燃电缆。	《金属非金属矿山安全规程》(GB16423-2020) 第 6.7.2.1 条	可研未提及新敷设电缆具体型号。	下一步设计阶段完善

3.8.4 评价小结

可研中对供电方案及防雷设施作了设计描述，总体符合《矿山电力设计标准》（50070-2020）、《建筑物防雷设计规范》（GB50057-2010）等标准规范的要求。

下一阶段设计中需完善的问题有：

（1）下一步设计阶段应对井下接地极和电气设备保护接地进行详细说明，井下电气设备保护接地系统应符合下列规定：井下各开采水平的主接地装置和所有局部接地装置应通过接地干线相互连接，构成井下总接地网；需要接地的设备和局部接地极均应与接地干线连接。

井下接地极的设置应符合下列规定：

每一开采水平主接地极不应少于 2 组，并宜分别设置于开采水平主、副水仓中。

当下井电缆在钻孔中敷设时，主接地极可埋设在地面或设在井底水仓中或集水井内；加固钻孔的金属套管可作为主接地极中的一组。

当没有排水水仓可利用时，主接地极应设置在井底水窝或专门开凿的集水井内。不得将两组主接地极置于一个集水井内。

局部接地极可设置在排水沟、积水坑或其他适当地点。

当任一组主接地极断开时，井下接地网上任一接地点测得的接地电阻值不应大于 2Ω 。每一移动式 and 手持式电力设备与最近的接地极之间的保护接地电缆芯线的电阻值，不得大于 1Ω 。

（2）下一步设计阶段应对井下照明进行说明，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。

(3) 下一阶段设计应对电力电缆的选择及敷设进行详细设计，明确电缆型号。

3.9 矿山专项安全保障系统

本章节依据《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》（AQ2031-2011）、《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》（AQ2032-2011）、《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》（KA/T 2033-2023）、《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》（KA/T 2034-2023）、《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》（KA/T 2035-2023）和《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》（AQ2036-2011）对矿山专项安全保障系统可研设计涉及的安全设施进行检查分析，见表 3.9-1。

表 3.9-1 矿山专项安全保障系统单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
一	监测监控系统	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》（AQ2031-2011）		
1	监测监控系统由主机、传输接口、传输线缆、分站、传感器等设备及管理软件组成的系统，具有信息采集、传输、存储、处理、显示、打印和声光报警功能，用于监测金属非金属地下矿山有毒有害气体浓度，以及风速、风压、温度、烟雾、通风机开停状态、地压等。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》（AQ2031-2011） 3.1	可研报告中未明确相关内容。	下一阶段设计中需完善
2	主机应安装在地面，并双机备份，且应在矿山生产调度室设置显示终端。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》（AQ2031-2011） 4.5	可研报告中未明确相关内容。	下一阶段设计中需完善
3	主机和分站的备用电源应能保证连续工作 2h 以上。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》（AQ2031-2011） 4.9	可研报告中未明确相关内容。	下一阶段设计中需完善

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
4	地下矿山应配置足够的便携式气体检测报警仪。便携式气体检测报警仪应能测量一氧化碳、氧气、二氧化氮浓度，并具有报警参数设置和声光报警功能。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 5.1	井下人员配备便携式复合气体检测报警仪（检测气体类型包括 CO、O ₂ 、NO ₂ ）对井下有毒有害气体进行动态监测。	符合要求
5	一氧化碳报警浓度不应高于 24ppm，二氧化氮报警浓度不应高于 2.5ppm。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 5.4	一氧化碳报警浓度不应高于 24ppm，二氧化氮报警浓度不应高于 2.5ppm。	符合要求
6	井下总回风巷、各个生产中段和分段的回风巷应设风速传感器。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 6.1	进风巷道和回风井巷、井下运输巷道、中段（或采区）的回风井巷、井下溜破系统及中段回风井巷等处设置风速传感器。	符合要求
7	主要通风机应设置风压传感器，传感器的设置应符合 AQ2013.3 中主要通风机风压的测点布置要求。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 6.2	主要通风机房设风压传感器。	符合要求
8	主要通风机、辅助通风机、局部通风机应安装开停传感器。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 6.5	主扇和辅扇设风机开停传感器。	符合要求
二	人员定位系统	《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》(AQ2032-2011)		
1	井下最多同时作业人数不少于 30 人的金属非金属地下矿山应建立完善人员定位系统	《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》(AQ2032-2011)4.1	矿山设有井下人员定位系统。	符合要求
2	人员出入井口和重点区域进出口等地点应安装分站（读卡器）。	《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》(AQ2032-2011)4.7	有人员出入的井口、重点区域出入口、限制区域等应当设置读卡分站。	
3	识别卡应专人专卡，并配备不少于经常下井人员总数 10%的备用卡。	《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》(AQ2032-2011)4.10	可研未提及识别卡设置情况。	下阶段设计中需完善
三	紧急避险系统	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》(KA/T 2033-2023)		
1	金属非金属地下矿山应为入井人员配备额定防	《金属非金属地下矿山紧急避险	矿山为每个下井人员配备 1 个时间不少于 30min 的自救器，要求所有入井	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	护时间不少于 30min 的自救器，并按入井总人数的 10%配备备用自救器。	《系统建设规范》 (KA/T 2033-2023) 4.5	人员均应随身携带。矿山配备自救器的总台数不应少于矿山总下井人数的 1.1 倍。	
2	所有入井人员必须随身携带自救器。	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》 (KA/T 2033-2023) 4.6	所有入井人员均应随身携带隔绝式压缩氧气自救器。	符合要求
4	紧急避险设施的设置应满足本中段最多同时作业人员避灾需要，单个避灾硐室的额定人数不大于 100 人。	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》 (KA/T 2033-2023) 5.4	在-830m 水平设置 1 个可同时容纳 40 人的防火型避灾硐室。硐室内均配备可同时容纳避难人员 8h 所需要的饮水。	符合要求
四	压风自救系统	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》 (KA/T 2034-2023)		
1	压风自救系统的空气压缩机应安装在地面，并能在 10min 内启动。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》 (KA/T 2034-2023)4.3	在地表工业场地新建空压站，为井下-620m 水平以下压风自救系统提供压缩空气，安装 3 台 SA185A 螺杆式空压机，2 用 1 备。单台空压机工作参数为：Q=30.4m ³ /min，P=0.8MPa，电机功率 N=185kW，电压 380V，冷却方式为风冷。每台空压机配 1 个 3m ³ 储气罐，所有空压机均能在 10min 内启动，井下灾变时可作为压风自救系统气源。	符合要求
2	压风管道应采用钢质材料或其他具有同等强度的阻燃材料，并采取防腐措施。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》 (KA/T 2034-2023)4.6	压缩空气通过 1 根 Φ159mm×6mm 无缝钢管经 2#副井接至井下各用气水平。中段压气管路采用 Φ133mm×5mm 无缝钢管，压风自救系统管路采用 Φ89mm×5mm 无缝钢管，并接入避险硐室。。	符合要求
3	压风管道敷设应牢固平直，并延伸到井下采掘作业场所、紧急避险设施、爆破时撤离人员集中地点等主要地点。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》 (KA/T 2034-2023)4.7	井下采掘作业场所、爆破时撤离人员集中地等处的压风管道上均接出支管并安装阀门。	符合要求
4	各主要生产中段和分段进风巷道的压风管路上设置的供气阀门，中段和分段间隔应不大于 200m。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》 (KA/T 2034-2023)4.8	各主要生产中段和分段进风巷道的压风管道上每间隔 200m 接出支管并安装阀门。	符合要求
5	独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的压风管道上应安设一组供气阀门，相邻两组供气阀门安设间距应不大于 200m。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》 (KA/T 2034-2023)4.9	独头掘进巷道距掘进工作面 100m 处独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的压风管道上接出支管并安装阀门，向外每间隔 200m 接出支管并安装阀门。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
6	爆破时撤离人员集中地点的压风管道上应安设一组供气阀门。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T 2034-2023)4.10	在井下采掘作业场所、井下紧急避险设施及爆破器材库、变电所、独头掘进巷道、爆破时撤离人员集中地点等压风管路上设压风自救与供水施救一体装置。	符合要求
五	供水施救系统	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T 2035-2023)		
1	生产用水不符合生活饮用水要求时，供水施救系统中还应建设辅助水池用于储备生活饮用水，容量应不小于 20m³。辅助水池应采取封闭保护措施，防止异物污染，每年应对辅助水池进行一次全面清洗、消毒，并对水质进行检验。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T 2035-2023)4.5	井下供水施救系统与坑内生产供水管网系统相结合，通过斜坡道进入井下各生产工作面 and 硐室，选用的供水管为无缝钢管。-620m 水平以下的生产用水量为 3000t/d。供水管经 2# 副井接入各中段送至坑内各用水点。井筒内主供水管采用 1 根 Φ219mm×13mm 无缝钢管，各中段供水管采用 Φ159mm×9mm 无缝钢管，接至供水施救系统管路采用 Φ32mm×4mm 无缝钢管。主供水管路在进入各中段巷道处设减压阀减压，使供水压力满足生产要求。	符合要求
2	供水施救系统管道应采用钢管材料或其他同等强度的阻燃材料，并采取防腐蚀措施。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T 2035-2023)4.6		
3	各主要生产中段和分段进风巷道的供水管道上安设的供水阀门，中段和分段间隔应不大于 200m。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T 2035-2023)4.8	各主要生产水平进风巷道的供水施救供水管道上每隔 200m 接出支管并安装阀门。	符合要求
4	独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的供水管道上应安设一组供水阀门，相邻两组供水阀门安设间距应不大于 200m。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T 2035-2023)4.9	独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的供水管道上应安设一组供水阀门，相邻两组供水阀门安设间距应不大于 200m。爆破时撤离人员集中地点的供水管道上应安设一组供水阀门。	符合要求
5	爆破时撤离人员集中地点的供水管道上应安设一组供水阀门。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T 2035-2023)4.10	井下采掘作业场所、爆破时撤离人员集中地点等处的供水施救供水管道上均接出支管并安装阀门。	符合要求
六	通信联络系统	《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》(AQ2036-2011)		
1	金属非金属地下矿山应根据安全避险的实际需要，建设完善有线通信联络系统；宜建设无线通信联络系统，作为有线通信联络系统的补	《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》(AQ2036-2011)4.1	井下设置有线和无线通信联络系统。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	充。			
2	安装通信联络终端设备的地点应包括：井底车场、马头门、井下运输调度室、主要机电硐室、井下变电所、井下各中段采区、主要泵房、主要通风机房、井下紧急避险设施、爆破时撤离人员集中地点、提升机房、井下爆破器材库、装卸矿点等。	《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》(AQ2036-2011)4.4	在井下变配电所、水泵房、维修硐室、风机硐室、值班硐室、爆破器材库、候车硐室、中段及分段等重要位置设置通信联络终端。	符合要求
3	通信线缆应分设两条，从不同的井筒进入井下配线设备，其中任何一条通信线缆发生故障时，另外一条线缆的容量应能担负井下各通信终端的通信能力。	《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》(AQ2036-2011)4.5	两条通信铠装光缆分别从 1#副井、-620m 中段巷道和辅助斜坡道延伸段（-620m~-830m）和 2#副井进入井下各生产水平。	符合要求

下一阶段设计中应完善的问题有：

- (1) 下一步设计阶段应对矿山专项安全保障系统进行详细设计。
- (2) 下一步设计阶段应对监测监控系统进行详细设计说明，主机应安装在地面，并双机备份，且应在矿山生产调度室设置显示终端；配备备用电源，主机和分站的备用电源应能保证连续工作 2h 以上。
- (3) 下一步设计阶段应对主要通风机、辅助通风机、局部通风机设置开停传感器进行详细说明。
- (4) 下一步设计阶段应对人员定位系统进行详细设计，识别卡应专人专卡，并配备不少于经常下井人员总数 10%的备用卡。

3.10 安全管理单元

表 3.10-1 安全管理状况检查

检查项目	检查依据及要求	检查情况	结论
规章制度与操作规程	1.矿山企业要建立健全以法定代表人负责制为核心的各级安全生产责任制。在此基础上，要健全完善安全目标管理、安全例会、安全检查、安全教育培训、生产技术管理、机电设备管理、劳动管理、安全费用提取与使用、重大	安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿建立健全了以主要负责人负责制为核心的各级安全生产责任制。在此基础上，建立了包含要求的各项安全管理制度。建	符合要求

检查项目	检查依据及要求	检查情况	结论
	危险源监控、安全生产隐患排查治理、安全技术措施审批、劳动防护用品管理、职业危害预防、生产安全事故报告和应急管理、安全生产奖惩、安全生产档案管理等制度，以及各类安全技术规程、操作规程等。	立了安全技术规程、操作规程等。	
安全管理机构	矿山、金属冶炼、建筑施工、运输单位和危险物品的生产、经营、储存、装卸单位，应当设置安全生产管理机构或者配备专职安全生产管理人员。 矿山生产单位，应当按照下列规定设置安全生产管理机构或者配备专职安全生产管理人员： （一）从业人员不足三十人的，配备一名以上专职安全生产管理人员；（二）从业人员三十人以上不足一百人的，设置专门的安全生产管理机构，并配备两名以上专职安全生产管理人员；（三）从业人员一百人以上不足三百人的，设置专门的安全生产管理机构，并配备三名以上专职安全生产管理人员；（四）从业人员三百人以上的，设置专门的安全生产管理机构，并按不低于从业人员百分之一的比例配备专职安全生产管理人员。	安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿设置了安全生产管理部和能源环保部，明确了其为公司日常管理工作的专管机构，任命了专职安全生产管理人员。	符合要求
五职矿长	金属非金属地下矿山每个独立生产系统应当配备专职的矿长、总工程师和分管安全、生产、机电的副矿长，以上人员应当具有采矿、地质、矿建（井建）、通风、测量、机电、安全等矿山相关专业大专及以上学历或者中级及以上技术职称。	2024 年 5 月 30 日，安徽马钢罗河矿业有限责任公司发布了《关于罗河铁矿五职矿长任命的通知》（罗河〔2024〕65 号），任命了五职矿长。	符合要求
教育培训	1.矿山企业应对职工进行安全生产教育和培训，未经安全生产教育和培训合格的不应上岗作业。	企业对职工进行安全生产教育和培训，未经安全生产教育和培训合格的不许上岗作业。	符合要求
	2.新进地下矿山的作业人员，应接受不少于 72h 的安全教育，经考试合格后，由从事地下矿山作业 2 年以上老工人带领工作至少 4 个月，熟悉本工种操作技术并经考核合格，方可独立工作。	新进地下矿山的作业人员，接受不少于 72h 的安全教育，经考试合格后，方可上岗作业。	符合要求
	3.调换工种的人员，应进行新岗位安全操作的培训。	调换工种的人员，进行了新岗位安全操作的培训。	符合要求
个体防护	5.矿山企业必须为从业人员提供符合国家标准或者行业标准的劳动防护用品，并监督、教育从业人员按照使用规则佩戴、使用。	企业为从业人员提供了符合国家标准或者行业标准的劳动防护用品。	符合要求
工伤保险	6.矿山企业应为从业人员办理工伤保险，因特殊情况不能办理工伤保险的，可以办理安全生	为从业人员办理了工伤保险。	符合要求

检查项目	检查依据及要求	检查情况	结论
	产责任保险或者雇主责任保险。		
应急预案	7.矿山企业应根据存在风险的种类、事故类型和重大危险源的情况制定综合应急预案和相应的专项应急预案，风险性较大的重点岗位应制定现场处置方案。应急预案应经过评审，并按照隶属关系向当地县级以上安全生产监督管理部门备案。	安徽马钢罗河矿业有限责任公司对应急预案进行了修订，并经专家评审后在应急管理局进行了备案，取得了生产经营单位生产安全事故应急救援预案备案登记表。	符合要求
	8.矿山企业应建立由专职或兼职人员组成的事故应急救援组织,配备必要的应急救援器材和设备。生产规模较小不必建立事故应急救援组织的，应指定兼职的应急救援人员，并与临近的事故救援组织签订救援协议。	安徽马钢罗河矿业有限责任公司建立了兼职矿山救护队。	符合要求
	9.矿山企业应制定应急预案演练计划，每年至少组织一次综合应急预案演练或者专项应急预案演练，每半年至少组织一次现场处置方案演练。	公司制定应急预案演练计划，每年组织一次综合应急预案演练或者专项应急预案演练，每半年至少组织一次现场处置方案演练。	符合要求
其他	10. 特种从业人员经有关业务主管部门考核合格，取得特种作业操作资格证书。	安徽马钢罗河矿业有限责任公司特种作业人员全部进行了培训或复审，上岗前均取得了特种作业操作资格证书。	符合要求

本矿开采多年，已有完善的安全管理制度和管理机构，并进行过安全标准化评审。该项目为二期深部扩建工程，可研报告对安全管理提出了相关要求，建议对安全管理进行完善。

3.11 重大危险源辨识单元

根据《危险化学品重大危险源辨识》（GB18218-2018）对本项目进行重大危险源辨识，根据《危险化学品重大危险源辨识》（GB18218-2018）表 2 规定，1.5 项爆炸物(E 型或 B 型引爆器、铵油、铵沥蜡炸药等)临界量为 10t。

井下-560m 中段已建有 1 个 8t 爆破器材库。在-740m 水平设 1 个 8t 的井下爆破器材库，主要贮存掘进的炸药和起爆器材，爆破器材库的炸药总储量不得超过井下 3 昼夜的需用量，起爆器材不得超过井下 10 昼夜的使用量。

通过计算： $S=16/10=1.6>1$

井下爆破器材库设计最大爆破器材存储量大于其临界量，因此构成重大危险源。

4 安全对策措施及建议

4.1 总平面布置

(1) 矿区地表有需要保护的农田、村庄、电力线路、高速公路、乡村道路和国道，应开展地下开采对地表建构筑物的安全影响研究，矿山应加强日常生产过程中地表建构筑物的安全稳定监测工作，加强地表变形研究，根据地表变形范围研究结论，及时调整监测点布置。

(2) 进一步分析已有及新增的工程地质数据，查清各种岩石围岩变化情况。

(3) 建议进行矿区深部原岩应力测量，研究矿区地应力的分布规律，对采场及巷道工程的稳定性进行数值模拟，进行采场结构参数优化，为采矿设计提供合理的采矿方法、开采顺序、采场结构参数，推荐有利于围岩稳定的采矿方法和矿房、矿柱尺寸。

(4) 二期开采范围内的矿体较为厚大，为准确评估地下开采对地表的影响，应在获取相关基础资料后，进行专题研究，避免井下开采对地表的设施出现过大的安全影响。

(5) 下一步设计阶段应明确岩石移动角取值，并给出岩石移动范围，明确岩石移动范围内需保护的建构筑物和设备设施的安全措施。

(6) 表土堆场和废石临时堆场应按排土场要求进行勘察及专门设计。

(7) 应开展二期工程基建与一期工程生产之间的相互影响研究评价，补充上下两个采区同时生产安全可靠措施。

4.2 开拓运输

(1) 改扩建地下矿山应当减少利用旧有工程，降低生产系统复杂性；确需利用的，应当对其安全性和合规性进行论证。下一步设计阶段应对利用旧有工程进行安全性论证。

(2) 下一步设计阶段应对有轨运输巷道、斜坡道、无轨运输巷道的人

行通道进行详细设计。

（3）行人的有轨运输巷道应设高度不小于 1.9m 的人行道，人行道宽度不小于 0.8m；机车、车辆高度超过 1.7m 时，人行道宽度不小于 1.0m。

调车场、人员乘车场、井底车场矿车摘挂钩处两侧应各设一条人行道，有效净高不小于 1.9m，人行道宽度不小于 1.0m。

（4）行人的斜坡道应按下列要求设置人行道或躲避硐室：人行道的高度不小于 1.9m，宽度不小于 1.2m；躲避硐室的高度不小于 1.9m，深度和宽度均不小于 1.0m。

（5）行人的无轨运输巷道应按下列要求设置人行道：人行道的高度不小于 1.9m，宽度不小于 1.2m。

（6）在水平巷道、斜井和斜坡道中，运输设备之间、运输设备与巷道壁或者巷道内设施之间的间隙，应符合下列规定：有轨运输不小于 0.3m；无轨运输不小于 0.6m。可研中未明确，下一阶段设计中需说明。

（7）废弃井巷和硐室的入口应及时封闭，封闭时应留有泄水条件。封闭墙上应标明编号、封闭时间、责任人、井巷原名称。封闭前入口处应设明显警示标志，禁止人员进入。封闭墙在相应图纸上标出，并归档永久保存。报废井巷的地面入口周围应设高度不低于 1.5m 的栅栏。可研中未明确，下一阶段设计中需说明。

（8）在竖井、天井、溜井和漏斗口上方，或在坠落基准面 2m 以上作业，有发生坠落危险的，应设安全网等防护设施，作业人员应佩戴安全带。作业时，不应抛掷物件，不应上下层同时作业，并应设专人监护。

（9）2#进风井在-620m、-680m、-740m 和-800m 中段设马头门，3#回风井在-455m、-540m、-600m、-620m、-680m、-740m 和-800m 等水平设马头门；下一步设计阶段应对 2#进风井-620m 以上和 3#回风井-455m 以上梯子间设置与梯子间相通的休息硐室，休息硐室间距不大于 150m。硐室宽度不小于 1.5m，深度不小于 2.0m，高度不小于 2.1m。

（10）下一阶段设计应根据工程岩体分级进一步细化支护要求，特别是穿越断层的工程支护措施。

4.3 提升和运输单元

（1）下一步设计阶段应对提升竖井过卷高度、过卷段终端过卷挡梁或缓冲装置进行明确说明。

（2）下一步设计阶段应明确竖井提升加速度和减速度值，竖井升降人员时，加速度和减速度应不超过 0.75m/s^2 ；升降物料时，加速度和减速度应不超过 1.0m/s^2 。

（3）采用无轨设备运输应遵守下列规定：应采用地下矿山专用无轨设备；行驶速度不超过 25km/h ；通过斜坡道运输人员时，应采用井下专用运人车，每辆车乘员数量不超过 25 人；油料运输车辆在下井下的行驶速度不超过 15km/h ，与其他同向运行车辆距离不小于 100m；自动化作业采区应设置门禁系统；按照设备要求定期进行检查和维护保养。

（4）地下人车、井下运矿卡车都应取得矿用产品安全标志，并定期进行检验。

（5）新增的主井采用塔式多绳摩擦提升机，主导轮与提升钢丝绳的直径比约为 105。基于以往的提升系统设计和经验，建议塔式提升机的钢丝绳直径比提高到 120-130 之间，主导轮与导向轮中心高差不小于提升容器以最大提升速度运行 1 秒的高度，以延长提升钢丝绳的使用寿命，提高提升系统的安全性。

4.4 采掘单元

（1）下一步设计阶段应对提升竖井过卷高度、过卷段终端过卷挡梁或缓冲装置进行明确说明。

（2）下一步设计阶段应明确竖井提升加速度和减速度值，竖井升降人员时，加速度和减速度应不超过 0.75m/s^2 ；升降物料时，加速度和减速度应不超过 1.0m/s^2 。

(3) 采用无轨设备运输应遵守下列规定：应采用地下矿山专用无轨设备；行驶速度不超过 25km/h；通过斜坡道运输人员时，应采用井下专用运人车，每辆车乘员数量不超过 25 人；油料运输车辆在井下的行驶速度不超过 15km/h，与其他同向运行车辆距离不小于 100m；自动化作业采区应设置门禁系统；按照设备要求定期进行检查和维护保养。

(4) 地下人车、井下运矿卡车都应取得矿用产品安全标志，并定期进行检验。

(5) 加强巷道施工地质超前预报专题研究，重点调查断裂、冲击地压、突水和地面沉降的地质调查和超前灾害防治方案研究。

(6) 实际生产过程中应重视井巷支护问题，应对支护强度、支护方式与支护参数的合理性重点考虑。

(7) 长期监测开采过程中地表沉降，将观测数据进行统计、整理，并进行分析研究，得出地表沉降的空间时间移动规律，为矿区正常生产提供参考依据。

(8) 研究深部地压活动规律，通过在线实时监测，分析深部开采岩体应力集中区和应力场变化特点，开展地压活动和岩爆先兆评估，进而预测、预报地压危害和岩爆发生。

(9) 矿山开采深度超过 1000m 下一步设计阶段应进行进行岩爆倾向性研究。

4.5 充填单元

(1) 要保证高阶阶段采场充填体稳定性，必须严格控制采场充填过程中充填体的质量。充填体料浆的制备应有严格准确的配合比，保持合理的搅拌时间、稳定连续的操作控制和最佳输送浓度，在现有的充填工艺设备条件下，确保充填体质量达到设计标准的要求。

(2) 下一步设计阶段应明确充填管道敷设情况，并明确各区域充填倍线。

(3) 为确保充填质量，防止爆管、堵管等危害，建议对充填料配比和浓度合理性进行验证。

(4) 采场应按要求设置充填挡墙。

4.6 通风单元

(1) 由于该项目井巷较多，为了防止风流短路、漏风现象，建议合理设置通风构筑物，对废弃巷道及采空区及时封闭并加强管理。

(2) 为防止风量分配不合理，应对风量定期进行检测，并及时对风量进行调整。

(3) 下一步设计应明确二期通风系统与现有通风系统间的关联，分析现有通风系统存在的问题，及延伸后的影响。

(4) 建议在主要采掘工作面和通风机房设置风速风压传感器，实现对全矿井风量、风速、风压的动态监测。通过自动化监测系统，可以实时掌握通风状况，及时发现和处理通风异常，确保通风系统的安全和有效运行。

(5) 制定详细的通风设施维护计划，包括定期检查和维修主通风机、局部通风设备、风门和调节风门等。及时发现和处理设备故障，保证通风系统的持续稳定运行。

(6) 在需要控制风流的地方合理设置风门和调节风门，确保风流路径畅通，避免因风门位置不当导致的风流短路或风流不均匀现象。

(7) 随着矿山开采工作的推进，通风需求可能会发生变化。建议定期评估和调整通风系统，根据实际需要增加或调整通风设备，确保每个工作面都有足够的新鲜空气供应。

(8) 下一步设计阶段进行通风网络解算时，主要巷道的摩擦阻力系统应采用原来进行通风系统检测时测出的阻力系数，应重新进行通风网络结算，优化通风系统设计。

(9) 下一步设计阶段应对爆破器材库独立回风道进行详细设计，充电硐室应设置氢气探测器，空气中 H_2 的体积浓度不超过 0.5%。

（10）二期深部开采通风系统与一期开采通风系统相对独立，进一步分析二者之间可能构成相互影响的风险因素，提出安全对策措施（如火灾情况下反风的影响问题）。

4.7 防排水与防灭火

（1）设计单位应核实-830m 水平排水系统水泵扬程。

（2）下一步设计阶段应对最低中段的主水泵房和变电所的进口防水门进行设计，矿山井下最低中段的主水泵房和变电所的进口应装设防水门，防水门压力等级不低于 0.1MPa。水仓与水泵房之间应隔开，隔墙、水仓与配水井之间的配水阀的压力等级应与防水门相同。

通往强含水带、积水区、有可能突然大量涌水区域的巷道和专用的截水、放水巷道应设置防水门。防水门压力等级应高于其承受的静压。

防水门应设置在岩石稳固的地点，由专人管理，定期维修，确保可以随时启用

（3）下一步设计阶段应对井下最低中段的主水泵房安全出口进行设计，出口不少于两个；一个通往中段巷道并装设防水门；另一个在水泵房地面 7m 以上与安全出口连通，或者直接通达上一水平。水泵房地面应至少高出水泵房入口处巷道底板 0.5m。

（4）下一步设计阶段应对井下水仓进行详细设计，主要水仓应由两个独立的巷道系统组成。最低中段水仓总容积应能容纳 4h 的正常涌水量；正常涌水量超过 2000m³/h 时，应能容纳 2h 的正常涌水量，且不小于 8000m³。

（5）有突水可能性的工作面应设置救生圈、安全绳等救生设施。

（6）在建设和生产过程中必须坚持“预测预报、有疑必探、先探后掘，先治后采”的探放水原则。在接近中等-强含水层、导水断层部位或其他水文地质条件可疑地段，应采用物探与钻探相结合的方式探水，避免突水事故的发生。发现有透（突）水征兆时，应立即停止受水害威胁区域的作业，撤出所有可能受水威胁区域的人员，采取有效安全措施。

（7）建议对水文地质条件进一步查明，进一步查明矿区构造带及其含水性、导水性及与其它含水层的水力联系，合理预测深部开采的矿坑涌水量，并为制定防治水措施提供依据。

（8）矿山水文地质条件中等，应建立水文地质观测系统，成立相应防治水机构，配置防治水专业技术人员，配备防治水及抢险救灾设备，建立探放水队伍。

（9）井下灭火用高位消防水池（利旧）应确保有效容积，并设置高低水位实时监测系统。

4.8 矿山供配电设施单元

（1）下一步设计阶段应对井下接地极和电气设备保护接地进行详细说明，井下电气设备保护接地系统应符合下列规定：井下各开采水平的主接地装置和所有局部接地装置应通过接地干线相互连接，构成井下总接地网；需要接地的设备和局部接地极均应与接地干线连接。

井下接地极的设置应符合下列规定：

每一开采水平主接地极不应少于 2 组，并宜分别设置于开采水平主、副水仓中。

当下井电缆在钻孔中敷设时，主接地极可埋设在地面或设在井底水仓中或集水井内；加固钻孔的金属套管可作为主接地极中的一组。

当没有排水水仓可利用时，主接地极应设置在井底水窝或专门开凿的集水井内。不得将两组主接地极置于一个集水井内。

局部接地极可设置在排水沟、积水坑或其他适当地点。

当任一组主接地极断开时，井下接地网上任一接地点测得的接地电阻值不应大于 $2\ \Omega$ 。每一移动式 and 手持式电力设备与最近的接地极之间的保护接地电缆芯线的电阻值，不得大于 $1\ \Omega$ 。

（2）下一步设计阶段应对井下照明进行说明，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。

(3) 下一阶段设计应对电力电缆的选择及敷设进行详细设计，井下应采用低烟、低卤或无卤的阻燃电缆。

4.9 矿山专项安全保障系统单元

(1) 下一步设计阶段应对矿山专项安全保障系统进行详细设计。

(2) 下一步设计阶段应对监测监控系统进行详细设计说明，主机应安装在地面，并双机备份，且应在矿山生产调度室设置显示终端；配备备用电源，主机和分站的备用电源应能保证连续工作 2h 以上。

(3) 下一步设计阶段应对主要通风机、辅助通风机、局部通风机设置开停传感器进行详细说明。

(4) 下一步设计阶段应对人员定位系统进行详细设计，识别卡应专人专卡，并配备不少于经常下井人员总数 10% 的备用卡。

4.10 安全管理及其他

(1) 加强从业人员教育培训，从业人员必须熟知各类灾害避灾路线、地面建筑场所的安全疏散通道和自救逃生方法；不熟悉避灾逃生路线，或者不能熟练使用自救器等紧急自救装备的，不得安排上岗作业。

(2) 强化重大灾害治理，加强隐蔽致灾因素普查治理。必须按规定采用钻探、物探、化探等方法相互验证，查清隐蔽致灾因素并采取有效措施后方可进行采掘作业。

(3) 加强矿山自动化、智能化升级改造，完善人员定位、安全监测监控、通信联络、压风自救和供水施救等系统。

(4) 矿山企业应当健全以安全风险分级管控和隐患排查治理双重预防机制为核心的安全生产标准化管理体系。严格开展风险辨识评估并实施分级管控，定期开展全员全覆盖隐患排查治理，建立风险隐患台账清单，实行闭环管理。

(5) 定期对取得矿山井下特种设备安全标志的在用设备设施开展安全可靠检验。建立矿用安全设备全生命周期智慧监管平台，实行矿用设备安

全责任追究制度。

（6）危险性较大的矿用产品，应根据国家有关规定取得矿用产品安全标志。

（7）加强矿区地质综合研究与采矿生产实践中所获得的成果资料的收集整理，为矿山今后的找探矿和生产提供可靠的地质依据。

（8）下一步设计阶段应对智能矿山及专项安全保障系统进行详细设计。

（9）矿山应建设安全管理信息平台，并应包括以下内容：矿山发生灾害时，快速、及时调用各系统的综合信息为安全避险和抢险救护提供决策支持情况，项目安全危害因素的事前预警情况等。

（10）井下设置爆破器材库，构成重大危险源，企业应高度重视，避免各种事故的发生，不断完善应急预案和应急处理方法，定期进行演练，提高职工对突发事件的处理能力，确保企业的安全生产。

（11）下一步设计阶段应对利旧工程和设备进行论证、研究，说明是否符合现在国家相关的法律法规标准规范要求，明确是否可以直接利用，不能利用或者经过改造后利用的，应明确报废期限或改造内容。

5 评价结论

5.1 本项目存在的主要危险、有害因素

该项目地下开采存在的主要危险、有害因素为：冒顶片帮、透水、中毒窒息、爆破伤害、爆破器材爆炸、高温热害、岩爆、车辆伤害、高处坠落、物体打击、机械伤害、触电、淹溺、粉尘、噪声与振动。

5.2 本项目应重点防范的重大危险、有害因素

- （1）铲装、运输过程中车辆伤害；
- （2）井下开采过程中的冒顶片帮、中毒窒息、透水；
- （3）提升运输伤害。

5.3 应重视的安全对策措施建议

（1）矿区地表有需要保护的农田、村庄、电力线路、高速公路、乡村道路和国道，应开展地下开采对地表建构筑物的安全影响研究，矿山应加强日常生产过程中地表建构筑物的安全稳定监测工作，加强地表变形研究，根据地表变形范围研究结论，及时调整监测点布置。

（2）下一步设计阶段应明确岩石移动角取值，并给出岩石移动范围，明确岩石移动范围内需保护的建构筑物和设备设施的安全措施。

（3）改扩建地下矿山应当减少利用旧有工程，降低生产系统复杂性；确需利用的，应当对其安全可靠性和合规性进行论证。下一步设计阶段应对利用旧有工程进行安全可靠论证。

（4）下一步设计阶段应对有轨运输巷道、斜坡道、无轨运输巷道的人行通道进行详细设计。

（5）下一步设计阶段应对提升竖井过卷高度、过卷段终端过卷挡梁或缓冲装置进行明确说明。

（6）下一步设计阶段应明确竖井提升加速度和减速度值，竖井升降人员时，加速度和减速度应不超过 0.75m/s^2 ；升降物料时，加速度和减速度应

不超过 1.0m/s^2 。

（7）地下人车、井下运矿卡车都应取得矿用产品安全标志，并定期进行检验。

（8）下一步设计阶段应对提升竖井过卷高度、过卷段终端过卷挡梁或缓冲装置进行明确说明。

（9）要保证高阶阶段采场充填体稳定性，必须严格控制采场充填过程中充填体的质量。充填体料浆的制备应有严格准确的配合比，保持合理的搅拌时间、稳定连续的操作控制和最佳输送浓度，在现有的充填工艺技术设备条件下，确保充填体质量达到设计标准的要求。

（10）下一步设计阶段应明确充填管道敷设情况，并明确各区域充填倍线。

（11）为确保充填质量，防止爆管、堵管等危害，建议对充填料配比和浓度合理性进行验证。

（12）下一步设计阶段应对 2#进风井-620m 以上和 3#回风井-455m 以上梯子间设置与梯子间相通的休息硐室，休息硐室间距不大于 150m。硐室宽度不小于 1.5m，深度不小于 2.0m，高度不小于 2.1m。

（13）下一步设计应明确二期通风系统与现有通风系统间的关联，分析现有通风系统存在的问题，及延伸后的影响。

（14）设计单位应核实-830m 水平排水系统水泵扬程。

（15）下一步设计阶段应对最低中段的主水泵房和变电所的进口防水门进行设计，矿山井下最低中段的主水泵房和变电所的进口应装设防水门，防水门压力等级不低于 0.1MPa 。水仓与水泵房之间应隔开，隔墙、水仓与配水井之间的配水阀的压力等级应与防水门相同。

（16）下一步设计阶段应对井下最低中段的主水泵房安全出口进行设计，出口不少于两个；一个通往中段巷道并装设防水门；另一个在水泵房地面 7m 以上与安全出口连通，或者直接通达上一水平。水泵房地面应至少高出

水泵房入口处巷道底板 0.5m。

（17）下一步设计阶段应对井下水仓进行详细设计，主要水仓应由两个独立的巷道系统组成。最低中段水仓总容积应能容纳 4h 的正常涌水量；正常涌水量超过 2000m³/h 时，应能容纳 2h 的正常涌水量，且不小于 8000m³。

（18）下一步设计阶段应对井下接地极和电气设备保护接地进行详细说明。

（19）下一阶段设计应对电力电缆的选择及敷设进行详细设计，井下应采用低烟、低卤或无卤的阻燃电缆。

（20）下一步设计阶段应对矿山专项安全保障系统进行详细设计。

（21）改扩建地下矿山应当减少利用旧有工程，降低生产系统复杂性；确需利用的，应当对其安全可靠性和合规性进行论证。下一步设计阶段应对利用旧有工程进行安全可靠论证。

（22）应开展二期工程基建与一期工程生产之间的相互影响研究评价，补充上下两个采区同时生产安全可靠措施。

5.4 评价结果综述

评价组本着合法性、科学性、公正性、针对性的评价原则，依据《中华人民共和国安全生产法》、《中华人民共和国矿山安全法》、《金属非金属矿山安全规程》、《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》等法律、法规、标准、规范及政策文件的要求，对本项目可行性研究报告所涉及总平面布置、开拓运输系统、提升运输系统、采掘单元、充填单元、矿山供配电、通风、防排水、矿山专项安全保障系统单元、安全管理单元、重大危险源辨识单元进行了安全预评价。

根据对本项目各单元危险有害因素辨识分析及定性定量评价，提出了相应的对策措施，在落实可行性研究报告及本预评价报告提出的措施建议下，本项目潜在的危险、有害因素能够得到有效控制，其安全风险在可控范围。

5.5 安全预评价结论

从安全生产角度出发，安徽马钢罗河矿业有限责任公司罗河铁矿二期 1000 万 t/a 采选扩能工程建设符合国家现行有关法律、法规、标准、规范的要求；工程潜在的危险、有害因素在采纳合理的安全对策措施后能得到有效控制；被评价单位将应配备的安全设施与主体工程同时设计、同时施工、同时投入生产和使用，可实现本项目的安全生产。

附件

- (1) 安全评价委托书
- (2) 营业执照
- (3) 采矿许可证
- (4) 安全生产许可证
- (5) 关于罗河铁矿五职矿长任命的通知
- (6) 关于罗河矿“五科”专业技术人员任命的通知
- (7) 隐蔽致灾因素普查报告
- (8) 关于公司专、兼职安全管理人员任命的通知
- (9) 专家评审意见
- (10) 评价组现场照片

附图

- (1) 地形地质图
- (2) 总平面布置图
- (3) 复合平面图
- (4) 开拓系统纵投影示意图
- (5) 阶段深孔空场嗣后充填采矿法
- (6) 中深孔空场嗣后充填采矿法(平底底部结构)
- (7) 中深孔空场嗣后充填采矿法(堑沟底部结构)
- (8) 通风系统示意图
- (9) 供电系统图