昆明理工大学

硕士学位论文

金川龙首矿东采区深部开拓工程设计

姓名：把多恒

申请学位级别：硕士

专业：矿业工程

指导教师：庙延钢;汪海洲

20050301

摘 要

为实施公司制定的资源控制战略，确保公司自有矿山可持续发展和做大做强对原料的需求，金川集团有限公司拟对龙首矿东部采区进行技术改造。

本论文在对龙首矿现有开拓系统及生产实际进行综合分析的基础上，从东部采区深部开采资源的地质特征、矿床工程地质、水文地质条件、岩石力学研究、矿床开采方式、采矿方法、生产能力、矿山通风系统、排水系统、充填工艺、提升系统、矿山机械、总图运输、公用设施、节能、环境保护、劳动安全卫生与消防设施、投资估算及效率效益评估等方面进行了方案论证，最后初步推荐出了安全可靠、规模合理、技术可行、投资节省、效益良好的龙首矿东部采区深部开采方案，并且整个方案充分结合和考虑了龙首矿现有生产系统，并在兼顾龙首矿中西部采区深部资源开采的前提下，奠定了龙首矿贫矿未来开发利用的基础，这也为龙首矿东部采区深部开采设计提供了依据。

论文从金川集团公司的经营战略目标、合理开发利用矿产资源、龙首矿长期稳定和发展诸方面，对东部采区深部开采方案进行了详细技术论证，并从技术经济角度出发，对龙首矿未来贫矿的回采时间、回采范围和生产能力，也进行了初步论证和规划，为龙首矿资源的综合利用提供了依据。

关键词：龙首矿；东部采区；开采技术；分析

Abstract

For carrying out the resources control strategy of the Jinchuan Group Limited Company to insure keeping its own mines , sustaining development and meeting the demand for the mineral materials while the company makeing effort to enlarge production and to be stronger, Jinchuan Group Limited Company intends to adopt technical renovation for the eastern mining area of The Longshou Mine.

On the foundation of synthetically analysis to the Longshou Mine's current developing system and production practice , the paper demonstrates many projects on various aspects including the resources characteristics of the deep parts of the eastern mining area, the engineering geology, the hydrological geology, the rock's mechanical condition, mining methods, production ability, ventilated system, draining system, filling process , winding shaft system, mining equipment, collective conveyance , public facilities, energy saving, environmental protection, labor' safety and hygiene, fire fight facilities and the estimation to the investment, efficiency, benefit etc.

At the basic of the different projects' compare, the paper primarily recommend a safety credible, scale reasonable, technique feasible, investment economical exploitation project for the deep parts of the eastern mining area of the Longshou Mine, the whole project not only considers existing production system of the Longshou Mine , but also gives attention to the exploitation of the deep parts of the central and western areas of the Longshou Mine, and so establishes a foundation for poor ore minerals' exploitation in the future, and provides gist for deep exploitation project of the

eastern mine area of the Longshou Mine.

The paper technically and economically demonstrated exploitation project in detail for the deep parts of the eastern mining area of the Longshou Mine from the various aspects of operation strategic targets of the Jinchuan Group Limited , the mineral resources exploitation reasonably, and long-term stable developments of the Longshou Mine. On the view of the technique and the economic, the author primarily demonstrates and layouts the poor ore minerals'exploitation time and scope and the production ability of the Longshou Mine in the future, provides the basis for the comprehensive exploitation of ore mineral resources of the Longshou Mine.

Key words: the Longshou Mine, eastern mining area,
exploitation technique , analysis

昆明理工大学学位论文原创性声明

本人郑重声明：所呈交的学位论文，是本人在导师的指导下(或我个人……)进行研究工作所取得的成果。除文中已经注明引用的内容外，本论文不含任何其他个人或集体已经发表或撰写过的研究成果。对本文的研究做出重要贡献的个人和集体，均已在论文中作了明确的说明并表示了谢意。本声名的法律结果由本人承担。

学位论文作者签名：把多恒

日期：2005 年 3 月 10 日

……

关于论文使用授权的说明

本人完全了解昆明理工大学有关保留、使用学位论文的规定，即：学校有权 保留、送交论文的复印件，允许论文被查阅，学校可以公布论文的全部或部分内容，可以采用影印或其他手段保存论文。

（保密论文在解密后应遵守）

导师签名：[illegible]　　论文作者签名把多恒

日　期：2005 年 3 月 10 日

第一章 文献综述

1.1 金属矿床深部开采技术研究的意义

随着国民经济持续、稳定、快速的发展，国家对各种金属的需求量也在不断的增长。然而，在现实中，金属矿产的浅部资源越采越少，资源开采不断地在向深部发展，年需求的矿石量缺口越来越大，矿山的采矿困难重重。大批的金属矿山转入深部采矿，其开采条件大大恶化，资源供需矛盾突出。目前大型露天矿在逐年减少，有的已采到临界，面临关闭或转向地下开采。地下矿山占矿山总数的90%，其中50年代建成的矿山，有3/5因储量枯竭而接近尾声或已闭坑，其余2/5的矿山，陆续转入深部开采。即使“六·五”、“七·五”建成投产的矿山，目前虽处于鼎盛时期，但3~5年后，也将陆续转入深部开采。红透山铜矿采深已近900m，冬瓜山铜矿床埋深超过1000m，现已开始基建，两条超1000m的竖井已形成。深部开采的矿石品位下降，采切工程量急剧上升，废弃物的处理大幅度增加，采矿工作越来越困难，深部开采技术难题急待解决。以铜矿为例，1950年我国铜矿石平均开采品位为1.87%，而今已下降到0.76%；每生产1t铜，平均要开采130t矿石，尾矿量成倍增加；生产1万t矿石，一般要掘进350~400m工程，大量掘进的废石严重影响着矿山的经济效益和环境效益。目前矿山机械化装备的配套性差、装备水平不高，虽然少数重点矿山基本达到70年代末、80年代初国外的装备水平，但绝大部分矿山仍处在国外50~60年代的水平。目前技术装备落后的矿山，大多无力进行技术改造和引进设备，难于改变当前矿山经济效益差或亏损的局面。为了满足国民经济不断增长的需要，我国进入深部开采的金属矿山将逐年增多，金属矿山必须有新的发展。矿山上不去，冶炼、加工将是“无米之炊”。因此探讨深部开采的技术将是摆在我们面前的现实问题，对金属矿床深部开采技术进行研究具有较大的理论意义和现实意义。金属矿床深部开采研究涉及到矿山生产的方方面面，是一项系统工程研究课题，这项工作的开展将对我国采矿技术进步起很大的推动作用，具有重大的现实意义。

1.2 国外矿山深部开采技术现状与发展趋势

深部开采和地下工程是未来发展必然趋势。据不一完全统计，国外开采超千米深的金属矿山有80多座，其中南非最多。南非绝大多数金矿的开采水平都在1000m以下。其中，Anglogold有限公司的西部深水平金矿，采矿深度达3700m；West Driefovten金矿，矿体赋存地下600m，并一直延伸至6000m以下。印度的

科拉尔(Kolar)金矿区，已有 3 座金矿采深超 2400m，其中钱皮恩里夫金矿共开拓 112 个阶段，总深 3260m。俄罗斯的克思沃罗格铁矿区，已有捷尔任斯基、基洛夫、共产国际等 8 座矿山开采深度达 910m，开拓深度到 1570m，将来要达到 2000~2500m。另外，加拿大、美国、澳大利亚的一些有色金属矿山采深亦超过 1000m。

深井开采势在必行，已是国际矿业的重要研究领域。国外深井开采研究起步较早，最早观察到岩爆是在 1900 年的印度科拉尔金矿。美国大西洋(Atlantic)矿，1906 年 5 月 26 日发生了一次较大的岩爆，当时估计的地震强度达到了里氏 3．6 级。美国密西根工业大学存有一份 Lake Superior 铜矿发生岩爆的报告(1939 年出版)。南非金矿赋存较深，早在 1908 年就成立了专门委员会研究深井岩爆问题。加拿大于 1928 年在安大略(Ontario)矿首次出现岩爆，Morrison 于 1942 年完成了一份研究报告，至今仍被视为这方面的经典岩爆研讨报告。

20 世纪 80 年代以来，深井开采的事故越来越严重。以南非为例，在南非深部金矿的开采中，由于地震等事件诱发的岩爆、岩石冒落，使南非的采矿工业成为最危险的工业之一。一些有深井开采矿山的国家，如美国、加拿大、澳大利亚、南非、波兰等，政府、工业部门和研究机构密切配合，集中人力和财力紧密结合深部开采相关技术开展基础问题的研究。南非政府、大学与工业部门密切配合，1998 年 7 月开始启动了一个“Deep Mine”的研究计划，耗资约合 1380 万美元，旨在解决 3000~5000m 深度的金矿安全、经济开采所需解决的一些关键问题，已在南非金矿深井开采技术上取得了系列创新性成果。加拿大联邦和省政府及采矿工业部门合作开展了为期 10 年的两个深井研究计划。在微震与岩爆的统计预测方面的计算机模型研究，以及针对岩爆潜在区的支护体系和岩爆危险评估等进行了卓有成效的探讨。美国爱大荷(Idaho)大学、密西根工业大学及西南研究院就此展开了深井开采研究，并与美国国防部合作，就岩爆引发的地震信号和天然地震与核爆信号的差异与辨别进行了研究。西澳大利亚大学在深井开采方面也进行了大量工作。

南非采金业目前面临的挑战在于开发地处深部的富矿资源。为此要克服的主要技术问题包括：地热、岩爆、品位波动以及最大回采率的需求。克服这些困难并降低总费用又最大限度地利用资金的首要办法是挖掘高强度采矿的潜力。未来的采矿系统必须明确相关品位的分布、矿脉形态以及辅助作业的可靠性。因此地表和矿体内地球物理技术的常规使用相当重要，计划和开采控制也必须更加准确。

目前采金业中主要的技术发展是更深部的开采，但重要的是为更深的开采生产出新的技术设备之前需要这些深部开采技术被充分证明并在现场操作中进行过试验。尽管目前技术的发展对迎接挑战是可行的，但进一步的研究和开发对迅速增加开采利润潜力很大。

目前某些技术改进后用于深部矿山是可行的，估计能获得巨大利润。深度大于 3000m 的开采，采用新技术也不存在安全问题。考虑深度的选择开采也应进一步提高出矿品位。重要的问题是时间的即时性和地点的准确性，以保证最大效率运用电子媒体提高收集、管理和传送相关数据，以及更多尖端计算机软件的运用都至关重要，无论是矿山规划还是操作控制都保证了这些概念的实施。较好地掌握地质结构知识和对矿体品位的了解，通过对地表和矿体地球物理以及其他可预测技术的广泛运用，对确保这些概念实施也起到了重要作用。

在完善的设备中运用集成技术大大减少了劳动力的需求，这对减少事故、增加工资都很重要。劳动力必须在具备更高的激励和技能后才能完成预期的生产。更高的报酬和参与相关决策的制定以及注重管理结构和管理队伍都会进一步增强生产的动力。

尽管能在可接受成本情况下完成开采，但提供合适的开采环境所需的成本仍是关键之一。然而，在所有采矿领域中要达到此目的必须研究和发展新技术，而且不断采用目前的新技术。

1.3 国内矿山深部开采技术现状与发展趋势

我国已探明的煤炭资源量占世界总量的 11.1%，今后相当长的历史时期内仍需保证煤炭的高产稳产。我国煤炭资源埋深在 1000m 以下的为 29500 万亿吨，占煤炭资源总量的 53%。目前煤矿开采深度以每年 8~12m 的速度增加，东部矿井正以每 10 年 100~250m 的速度发展，预计在未来 20 年很多煤矿将进入到 1000m 到 1500m 的深度。在我国，一批金属矿山近年也已进入深部开采，例如红透山铜矿目前开采已进入 900~1100m 深度；冬瓜山铜矿现已建成 2 条超 1000m 竖井来进行深部开采；弓长岭铁矿设计开拓深度 750m，距地表达 1000m；央皮沟束矿二道沟坑口矿体延深到 1050m；湘西金矿开拓 38 个中段，垂深超过 850m。此外，还有寿王坟铜矿、凡口铅锌矿、金川镍矿、乳山金矿等许多矿山都将进行深部开采。我国抚顺胜利矿于 1933 年最早发现岩爆，到目前为止已有 20 多个矿井有过发生岩爆的记录。

寿王坟铜矿是国家第一个五年计划重点项目，1957 年 4 月投产。矿山设计服务年限 11.5 年，将远景矿量估计在内为 19 年，年采选能力 66 万吨。投产后

为回收铁、钼，分别于 1959 年和 1970 年进行了两次扩建，生产能力提高到 3500~3900t/d。至 1992 年底，矿山累计出矿量 3577 万 t。年平均生产能力 103.2 万 t，最高年生产能力达 142 万 t。上缴利润 2.80 亿元，是建矿总投资的 3.4 倍。目前，矿山已开拓到下九中段，进入了深部阶段开采，主要矿体为 18#、46#、2#、56#的深部部分，矿量约 500 万 t，铜、铁品位分别为 0.41％和 30.11％。

①深部开拓系统　根据矿体赋存条件，上部为 0 米以上平硐一溜井开拓方式，下部为平硐一竖井一盲竖井开拓方式。深部延深开拓方案经过斜坡道、斜井、混合井等六个方案比较，最后确定采用双罐笼混合盲竖井开拓方案。该方案工程量及投资较少，与下五阶段以上已形成的开拓系统衔接合理，较好地利用了上部主竖井延深所积累的经验。主竖井延深由下三水平延深至下六水平，计 180m。于 1970 年开始，在不停产的条件下用两年时间建成投产。主竖井施工采取先下掘主溜井，然后吊罐上掘天井，最后将天井扩帮成为竖井的施工方法。盲竖井全高 249m，直径 5.8m，用下掘方式，施工中成功地解决了涌水、光面爆破、喷浆支护等问题。1982 年 4 月施工，1984 年 7 月投入使用。目前下六为出矿水平，下七采准，下 八、下九阶段水平为开拓水平。

②深部通风系统　该矿原先主要采用东西对角两翼抽出式通风。新鲜风流由主平硐、主竖井、辅助竖井进入，东部 7#、27#、西部 26#， 66#风井抽出。装机容量 1070kw，风量 183m^3/s。进入深部开采后，西部矿体开采基本结束，旧巷道、采空区漏风严重，网路复杂，自然风压较大，有效风量率低。为改善通风效果，在 1985 年至 1987 年，对原有通风系统进行了节能技术改造。改造的主要内容是：采取分区通风方式，将原来的两翼抽出中路进风方式，变成东部区、西部区、深部区。三区各有进、回风系统，采用 3 台 K 系列型高效风机。经生产实践证明，节能效果明显，年节电达 478 万 kw·h，节电率达 76.6％。下六、下七阶段开拓结束，下六水平投产后，风量不足的矛盾日益突出，主要原因有：(1)原通风系统对深部通风困难估计不足，随着竖井的延深和巷道延长，风量降低明显，与理论计算不符。(2)多中段作业漏风严重，有效风量率低，经查证，深部 61 线主扇有效风量率仅为 34.7％。(3)部分新鲜风流由箕斗井泄出，一旦下六以上 30m 的永久顶柱崩落，深部将与五阶段水平以上近 300m 高、40 万 m^3 的大空区接通，通风条件将更加恶劣。单纯依靠分区通风系统已不能解决深部通风问题，必须对深部区通风进行二次改造。改造内容包括：(1)61 线现有主扇为 DK35－NO17，双机总功率为 150kw。 由于风机结构上存在缺陷，该矿无法开动双机，长期单机运行，风压、风量不足，应更换风机。考虑致以后形成大空区下作业，

下八阶段贯通，应将风机计算理论风量加大。(2)加设辅扇，形成多级站通风方式。因深部区进回风线路过长，将辅扇直接安装于生产阶段，辅助通风，效果明显。应注意辅扇安装要加固，大爆破时要有密闭保护措施。(3)采准设计，应重视深部通风的困难性，工程规格要保证，通风是否合理应给予足够重视。(4)加强通风管理，该密封的及时牢固地密闭。疏通回风井巷，调整通风路线。

③深部采矿方法 生产初期，该矿采用浅孔留矿法。实践证明，该法适用于开采 3~10m 厚、矿石和围岩稳固、界线明显的矿体。对开采上一、上二阶段的富集小矿体是合理的，1957 年投产，当年产量即达 79 万 t/a。但浅孔留矿法的缺点是劳动生产率低，生产技术管理复杂。随着大矿块矿体及采空区老窿周围矿体的出现，1958 年试用了平孔落矿的阶段矿房法。该法适合于大中厚矿体开采，机械化程度提高，采矿效率成倍提高。但在该矿的矿岩条件下，大块产出率高，损失、贫化较大。1965 年以后，试验采用了小分段空场法，或称作垂直深孔落矿的阶段矿房法。该采矿法沿矿块走向划分成矿房和临时矿柱，在靠近间柱一侧(或矿体肥大部位)以切割天井、切割平巷为初期空间拉开 8~12m 宽的切割槽。矿房与矿柱同时采准设计和施工，分次回采。矿房回采以后切割槽为补偿空间，侧向挤压爆破或空场爆破，沿走向连续推进，放出纯矿石。矿房回采后，立即崩落一侧的间柱和顶柱。垂直深孔落矿的阶段矿床法兼有矿房法和崩落法二者之长，便于机械化作业，生产安全，适应性强。

目前，对深部矿体进行开采已摆到议事日程上来了，但我国对深部资源开采的相关研究开展较晚，尚面临着许多问题。深部开采技术和经验还是一片空白，用浅部开采条件下的地质作用特征和矿压显现规律来推断深部开采地质状况，无疑远远不够且蕴含着极大的风险。因此，对深部高应力条件下的资源开采与地下工程进行统一的、三维的、系统的、全面的多元研究，以揭示其中的一系列基本科学问题，构筑我国在深部高应力条件下资源开采的相关的基础理论和地下工程技术体系，显得尤为重要。

我国是发展中国家，处于国民经济高速持续发展时期，依靠国外的能源保障和矿产资源的持续供应是不可想象的。因此，深部资源的开发和利用不仅是必然的世界性的发展趋势，而且将成为 21 世纪我国最经济、最有效的能源和矿产资源保障措施。要改变原有以向自然索取为唯一目标陈旧思维定势，建立索取资源、保护环境、防治灾害、以人为本的全新理念，创新性地加强并及早开展基础科学问题、技术方法应用的多方位研究。

第二章 矿区概述

2.1 矿区概况

2.1.1 区域地理经济概况

金川集团有限公司位于甘肃省河西走廊东段的新兴工业城市——金昌市。地处东经 101° 40′，北纬 37° 47′。北部、东部为戈壁滩，南部、西部为走廊北山山脉支脉龙首山。公司所在地为金昌市，距省会兰州市 306 km，距兰新铁路金昌站 22 km，有厂区铁路 20 km 与兰新铁路相连，距 312 国道 49 km，交通极为便利。

金昌市的建设和发展主要依托金川公司，另外还有电力、化工、煤炭、炼铁、水泥、建筑及食品加工和农副产品加工等中央、省属和地方工业企业 130 余家，农业以小麦为主，兼有胡麻、豆类、甜菜、蔬菜及瓜果等，是有名的河西商品粮基地之一。

金昌市境内属温带大陆性气候，多风、少雨、干燥。降雨多在 7~9 月，年均降水量 140 mm，最大降雨量 282.6 mm。平均气温 9.2 ℃，昼夜温差大，无霜期 180 d 左右，冬春多西北风，夏秋多东风。

2.1.2 金川集团有限公司及龙首矿概况

金川集团有限公司是采、选、冶、化工配套的特大型有色冶金化工联合企业，是国内最大的镍钴生产基地和铂族金属提炼中心，产品以镍、铜、钴、稀有贵金属、硫酸等化工产品和相应系列深加工及盐类产品为主，公司矿产资源丰富，镍、钴储量居世界前列。

龙首矿是金川集团有限公司的主力矿山之一，始建于 1959 年，现有职工 1667 人。经过四十多年的建设和发展，目前生产能力已达 140 万 t/a。

龙首矿从东向西划分为东、中、西三个采区，其中：中、西采区已开采至 1280m 中段，东采区正在 1160m 中段生产。龙首矿现采用的开拓方式为新 1#竖井、新 2#竖井、盲竖井和主斜坡道联合开拓。其中：新 1#主井为箕斗井，设计提升能力 2000 t/d，主要承担矿石的提升，新 2#副井为罐笼井，设计提升能力为

1500 t/d，用于提升人员、材料、废石和部分矿石，最低提升水平为 1220 m；4 行盲竖井为罐笼井，井筒净直径 4.5 m，采用单层罐笼带平衡锤提升，提升标高 850~1220 m。承担东采区矿石、废石、人员和材料的提升，矿石经该井提升至 1220m 水平，经过倒运破碎后由新 1 号井提升至地表，设计提升能力在 1160m 中段为 800 t/d，在 1160m 水平以下为 500 t/d。该井筒内渗水严重、通风状况差、湿度大，罐笼和钢丝绳等设备锈蚀严重，且故障频繁，对生产影响较大。斜坡道已开拓到 1280m 水平，长 3455m，主要承担龙首矿中西采区部分人员、材料、废石和无轨设备的运送。

2.1.3 龙首矿深部开拓的必要性和紧迫性

(1)是金川公司发展战略的需要

金川集团有限公司在认真总结近年来不断完善公司战略、加快发展的成功经验，认真分析未来几年的机遇和挑战的基础上，提出了“坚持依靠科技进步，立足国内国外两种资源，面向国内国外两个市场，全面做好镍、铜、钴、贵金属和原料化工产品五篇文章，进一步壮大主业，加快相关产业的发展，提高经济增长质量，把公司建设成为有色金属和原料化工大型企业集团”战略目标。要实现这一目标，保证自有矿山原料稳定供应十分关键。

(2)是龙首矿持续稳产的需要

根据矿山保有矿石储量计算，西采区在 13 年内生产能力可稳定在 66 万 t/a 左右，但随着开采深度下降，矿石品位逐步降低，预计到 2017 年，西采区 1220m 水平以上的矿量将全部采完；中采区原设计能力为 50 万 t/a，1220 m 以上保有储量仅为 162 万 t，矿体趋于尖灭，现有生产能力 39.6 万 t/a，仅能维持 2~3 年，预计到 2006 年以后生产能力将持续下降，至 2009 年将下降到 7.8 万 t/a，2009 年以后中采区产量将彻底消失。东采区目前正在 1160m 中段回采，尽管东采区 850~1220 m 水平保有矿石储量达 1628 万 t，而且矿石品位较高，但由于受 4 行盲竖井提升能力的制约（1160 m 中段最大设计提升能力为 26.4 万 t/a，1160m 以下为 20 万 t/a），而无法提高出矿能力。经以上分析和初步产量安排，如果龙首矿东采区不进行扩能技术改造，龙首矿总的出矿量将由 2003 年的 137 万 t/a 下降

到2007年的112万t/a，2012年的86万t/a。到2018年以后，龙首矿总的出矿量将下降到20万t/a。为了更好地开发利用龙首矿东采区1 220 m水平以下的优质矿产资源，确保龙首矿持续稳定地生产，实现金川集团公司2006年的发展目标，对龙首矿东采区进行扩能技术改造是十分必要的。

2.2 工程建设条件

2.2.1 地质资源状况

2.2.2.1 矿体特征

东采区矿体为二矿区1#矿体西延部分，走向北东，倾向南西，倾角70~80°，长740 m，平均水平厚度30 m。矿体除镍品位较高外，铜与伴生贵金属元素含量也明显高于其它地段。

西采区主要矿体为24号矿体，富矿体在1160 m水平以下基本尖灭。矿体在1220 m以下分布于I_{22}~I_{28}行，矿体水平厚度10~170 m。

中采区矿体在1300~1220 m之间尖灭。根据2003年的生产勘探成果，中采区的盲矿体向下有一定的延伸。

2.2.2.2 矿石储量

根据金川公司提供的地质资料，截止2003年底龙首矿850 m水平以上保有地质储量：A+B+C+D级矿石量3086万t，平均地质品位Cu 1.03%、Ni 1.32%，金属量Cu 316936 t、Ni 406080 t，其中：东采区B+C+D级矿石量1468万t，平均地质品位Cu 2.44%、Ni 1.67%，金属量Cu 211 186 t、Ni 244 912 t；西采区B+C+D级矿石量1455。4万吨，平均地质品位Cu 0.62%、Ni 0.95%，金属量Cu 89720 t、Ni 138176 t，另外1 280 m以上尚遗留有上盘贫矿3502万吨；中采区A+B+C级矿石量162.67万t，平均地质品位Cu 0.99%、Ni 2.41%，金属量Cu 16030t、Ni 22992 t。

2.2.2 外部建设条件

金川集团公司自1959年10月建厂，经过四十多年的建设和发展，现在生产、生活设施配套齐全，技术力量雄厚。龙首矿的提升、运输、供水、供电、压气、排水、准轨铁路专用线、内外部公路、机汽修、炸药库等设施完善，大部分工程

设施可供利用，项目建设条件优越。

2.3 设计范围和主要内容

2.3.1 设计范围

根据有关的技术要求，本次设计范围主要为龙首矿东部采区 850~1 220 m 水平的富矿体，设计方案兼顾中西采区 1 220 m 水平以下矿体的开采。

2.3.2 主要设计内容

(1)工程地质勘查及岩石力学初步评价；

(2)开拓方式及采矿方法的选择；

(3)矿山生产能力计算及设计规模的研究和确定；

(4)开拓、提升、运输、通风、排水、供水、供电、供风等系统的研究和论证；

(5)矿山环保、节能、安全卫生、水土保持与消防措施的论述；

(6)工程进度安排、投资估算和经济效果评价等。

2.4 设计方案

2.4.1 开采方式

龙首矿东、中、西采区目前均为地下开采，而本次设计开采对象不仅埋藏深，而且均赋存在目前正在开采的矿段以下，故设计推荐采用地下开采方式。

2.4.2 矿山生产规模与服务年限

2.4.2.1 生产规模

根据设计确定的采矿方法、设计开采范围内各中段有效矿块数及采场生产能力计算，东采区几个主要中段单中段生产能力可达到 1 800~2 200 t/d，考虑到东采区中段矿石储量较大，而且有一定的探矿远景，设计推荐东采区的生产规模为 2 000 t/d；西采区目前的实际生产能力为 2 000 t/d，根据西采区各中段保有的地质储量，西采区 1 220 m 以上的生产能力仍维持 2 000 t/d 不变，经计算西采区 1 220 m 以下几个主要中段单中段生产能力可达 800~1 200 t/d，设计推荐的生产规模为 1 000 t/d。故在西采区开采 1 220 m 水平以上矿体时，矿山总的生产规模为

设施可供利用，项目建设条件优越。

2.3 设计范围和主要内容

2.3.1 设计范围

根据有关的技术要求，本次设计范围主要为龙首矿东部采区 850~1 220 m 水平的富矿体，设计方案兼顾中西采区 1 220 m 水平以下矿体的开采。

2.3.2 主要设计内容

(1)工程地质勘查及岩石力学初步评价；

(2)开拓方式及采矿方法的选择；

(3)矿山生产能力计算及设计规模的研究和确定；

(4)开拓、提升、运输、通风、排水、供水、供电、供风等系统的研究和论证；

(5)矿山环保、节能、安全卫生、水土保持与消防措施的论述；

(6)工程进度安排、投资估算和经济效果评价等。

2.4 设计方案

2.4.1 开采方式

龙首矿东、中、西采区目前均为地下开采，而本次设计开采对象不仅埋藏深，而且均赋存在目前正在开采的矿段以下，故设计推荐采用地下开采方式。

2.4.2 矿山生产规模与服务年限

2.4.2.1 生产规模

根据设计确定的采矿方法、设计开采范围内各中段有效矿块数及采场生产能力计算，东采区几个主要中段单中段生产能力可达到 1 800~2 200 t/d，考虑到东采区中段矿石储量较大，而且有一定的探矿远景，设计推荐东采区的生产规模为 2 000 t/d；西采区目前的实际生产能力为 2 000 t/d，根据西采区各中段保有的地质储量，西采区 1 220 m 以上的生产能力仍维持 2 000 t/d 不变，经计算西采区 1 220 m 以下几个主要中段单中段生产能力可达 800~1 200 t/d，设计推荐的生产规模为 1 000 t/d。故在西采区开采 1 220 m 水平以上矿体时，矿山总的生产规模为模为 1 000 t/d。故在西采区开采 1 220 m 水平以上矿体时，矿山总的生产规模为

设施可供利用，项目建设条件优越。

2.3 设计范围和主要内容

2.3.1 设计范围

根据有关的技术要求，本次设计范围主要为龙首矿东部采区 850~1 220 m 水平的富矿体，设计方案兼顾中西采区 1 220 m 水平以下矿体的开采。

2.3.2 主要设计内容

(1)工程地质勘查及岩石力学初步评价；

(2)开拓方式及采矿方法的选择；

(3)矿山生产能力计算及设计规模的研究和确定；

(4)开拓、提升、运输、通风、排水、供水、供电、供风等系统的研究和论证；

(5)矿山环保、节能、安全卫生、水土保持与消防措施的论述；

(6)工程进度安排、投资估算和经济效果评价等。

2.4 设计方案

2.4.1 开采方式

龙首矿东、中、西采区目前均为地下开采，而本次设计开采对象不仅埋藏深，而且均赋存在目前正在开采的矿段以下，故设计推荐采用地下开采方式。

2.4.2 矿山生产规模与服务年限

2.4.2.1 生产规模

根据设计确定的采矿方法、设计开采范围内各中段有效矿块数及采场生产能力计算，东采区几个主要中段单中段生产能力可达到 1 800~2 200 t/d，考虑到东采区中段矿石储量较大，而且有一定的探矿远景，设计推荐东采区的生产规模为 2 000 t/d；西采区目前的实际生产能力为 2 000 t/d，根据西采区各中段保有的地质储量，西采区 1 220 m 以上的生产能力仍维持 2 000 t/d 不变，经计算西采区 1 220 m 以下几个主要中段单中段生产能力可达 800~1 200 t/d，设计推荐的生产规模为 1 000 t/d。故在西采区开采 1 220 m 水平以上矿体时，矿山总的生产规模为

4 000 t/d，132 万 t/a，在西采区开采 1 220 m 水平以下矿体时，矿山总的生产规模为 3 000 t/d，990 kt/a。经按年平均下降速度和新中段准备时间进行验证，设计推荐的生产规模是合理的。

2.4.2.2 设计利用储量

本次设计开采范围即东采区内的设计利用储量为 B+C+D 级矿石量 1 628 万 t，平均地质品位 Cu 2.44%，Ni 1.67%，金属量 Cu 202 749 t，Ni 234 725 t；西采区 B+C+D 级矿石量 12 925.4 kt，平均地质品位 Cu 0.61%，Ni 0.94%，金属量 Cu 79 288 t，Ni 121 876 t。

2.4.2.3 服务年限

从东采区扩能技改工程建成投产后的 2006 年 7 月算起，按 132 万 t/a 的矿山生产规模计算，经排产后矿山生产年限为 28.5 a，其中：132 万 t/a 达产 12.5 a，99 万 t/a 达产 9 a，减产 8 a。

2.4.3 采矿方法

龙首矿目前的东、中、西三个采区均采用下向六角形倾斜进路胶结充填采矿法，充填系统为细砂管道自流胶结充填，采场采用 YT-28 型凿岩机凿岩，东采取采用 2DPJ-30 型电耙出矿，沿走向 50 m 布置一个采场，宽为矿体水平厚，进路长度一般为 25 m，断面高为 4 m，顶底宽 2.6 m，腰 5.4 m，沿走向布置。下向六角形倾斜进路胶结充填采矿法是龙首矿在多年生产实践中，逐步摸索出的适应龙首矿开采技术条件的采矿方法，本设计拟沿用这一方法。

2.4.4 开拓方案

2.4.4.1 竖井位置的确定

根据矿区地表采矿工业场地的建设现状和矿体赋存位置，竖井位置及新建工业场地应避开 3~6 行间建构筑物密集的区域，并考虑到 F_1 大断裂对竖井的影响，竖井位置设计同时考虑了 3 个方案，即 I 方案：竖井位置设在矿体上盘 10 行勘探线附近；II 方案：竖井位置设在矿体上盘 6 行勘探线附近；III方案：竖井位置选择在矿体下盘 1 行勘探线附近。

经技术经济比较和 F_1 断裂的工程地质勘查，最终确定为 I 方案，即：10 行

上盘方案。

2.4.4.2 开拓方案

根据龙首矿现状及矿体赋存特点、地表地形条件、所用采矿方法和 1220 m 水平以下 3000 t/d 的设计生产规模，设计同时考虑了四个开拓方案：方案 I、明混合井方案；方案 II、主、副井方案；方案 III、明组合井方案；方案 IV、盲箕斗井方案。

经过方案初选和技术经济比较，最终推荐开拓方案的提升系统按 4000 t/d 开采规模主副提升能力设计，推荐开拓方案主要由明混合井及其溜破系统组成。

明混合井位于矿体上盘、岩石错动带以外、10 行勘探线附近，从地表 1826 m 掘至 750 m 水平，净径Φ6.5 m，钢丝绳罐道。井内装有两套提升系统，主提升为 JKM-3.25×4(I)E 型多绳提升机、直流电动机，功率 1250 kW，提升容器为 6 m^3 双箕斗，专门用于提升矿石。副提升为 JKM-3.25×4(I)E 型多绳提升机、直流电动机，功率 850 kW，提升容器为 4000×1450 mm 双层罐笼加平衡锤，专门用于提升废石、人员、材料、设备等。这样配置后的混合井能完成东采区深部 4000 t/d 生产规模的全部主、副提升任务。

设计回采中段高度基本维持现状即 60m 不变，设计开采范围内共划出 1703 m 平硐和 1220 m，1160 m，1100 m，1040 m，980 m，920m，850 m 六个中段。并在 820 m 水平设置破碎硐室，790 m 水平设置皮带计量装矿硐室，750 m 水平设置粉矿回收绕道和硐室，750 m 水平以下设置 25 m 深的井底水窝。

2.4.5 矿石、废石运输

各生产中段的矿石装入 2.5 m^3 侧卸式矿车，由 7 t 电机车牵引卸入设在混合井旁的主溜井内，经 980 m 和 850 m 水平的两段转载溜至 820 m 水平破碎硐室的上部矿仓，经破碎后溜至 790 m 皮带装载水平，由箕斗提至地表后，通过溜槽进入矿仓溜至 1703 m 平硐装入矿车，由电机车牵引至地表原有堆场卸矿堆存，再由准轨机车转运至二选厂，少部分矿石直接运至一选厂。

2.4.6 井下通风

本工程井下通风设计实际为现有通风系统能力校核和完善，并解决深部溜破

系统通风问题，故仍采用矿山现行的两翼进风中央回风的对角式通风系统和井下多机站辅助通风的通风方案。具体内容为：

850 m 以下深部溜破系统单独回风，在 1220 m 中段至 750 m 井底粉矿回收中段掘一溜破系统专用回风井，另掘一溜破系统专用回风巷与新 1#井联络道贯通，使深部溜破系统污风从新 1#井排出地表；西采区维持现有系统不变；东采区新鲜风流由各进风井巷进入井下后，经本中段石门、沿脉运输巷、穿脉，进入采场人行通风天井，清洗分层道和进路后，污浊风流通过设于采场另一端通风天井、阶段回风井、1280 m 中段风桥、8 行盲通风井、通风斜井排出地表。

回采进路、开拓、采切和生产探矿等独头采掘作业面均采用新型节能局扇辅助通风。

2.4.7　坑内供风

本次设计总需风量为 209.2 m^3/min，全矿开采最大耗风量为 282.0 m^3/min，现有两个空压机站的设备完全可以满足生产要求，故本次设计不作改造，只将 1220 m 中段从新 2#井至盲罐笼井之间的供风管改为 D_N250 管，原安装于盲罐笼井的 D_N150 供风主管更换成 D_N250 管，中段也铺设 D_N250 供风管。

2.4.8　坑内排水

龙首矿东采区目前在 1220 m 中段和最低生产中段 850 m 中段各设有一座坑内泵站，两个泵站均装有 4 台 D46-50×12 型水泵，单台配套电机功率 132 kW，通过接力排水的方式将各中段涌水通过 2 条Φ129 的管路排至地表水池用于绿化，水仓排泥采用人工清除方式。该系统的排水能力为：正常涌水时为 100 m^3/h，最大涌水时为 150 m^3/h。

通过计算，龙首矿深部井下的正常涌水量加上坑内采掘过程中的生产废水共计 1557 m^3/d(65 m^3/h)，最大涌水量加上坑内生产废水共计 1705 m^3/d(71 m^3/h)，现有排水系统的排水能力能够满足坑内排水的需要，故本次设计利用现有排水系统。

2.4.9　充填设施

龙首矿现有两套充填系统，西采区为细砂胶结充填—管道输送充填系统，其

充填能力足以满足 4000 t/d 规模的生产能力，且已应用多年，情况良好。故本次设计不再对东部充填系统投资改造。

2.4.10 供水

本工程（东采区）总用水量 2250 m^3/d，其中井下采矿用水 1200 m^3/d，充填用水 838 m^3/d，其它用水 212 m^3/d。矿区新水经百家嘴净化站处理后，采用 DN300 的输送管道送到矿区高位水池，然后通过厂区生产消防给水管网送至各用水点。井下采矿用水由现有高位水池经生产、消防给水管网自新 2#井筒送至各采矿中段，供水主管选用Φ159×5 无缝钢管。

2.4.11 供电

在新建的混合井塔内设 6 kV 配电室，作为提升机及地面辅助动力的供电电源。为满足一级负荷的要求，考虑配电室采用双回 6 kV 电源，分别引自 26#配电室 6 kV I、II 段母线。双回电源同时工作、互为备用，配电室采取单母线分段运行的方式。

另在地下 1100 m 中段设动力变压器及牵引整流变压器，820 m 中段设动力变压器，作为此次改造工程地下动力设备的供电电源，电源分别引自 1220 m 中段配电室 6 kV I、II 段母线的 3#、17#馈电柜，各变压器采取链接接线方式，在中段不再设 6 kV 配电室。

2.5 环保、节能、安全卫生与消防

2.5.1 环境影响评价分析

本工程的污染物主要有风井排出的坑内废气、空压机循环水系统的排污水、少量的生活污水、坑内废石及设备噪声。相对而言，本工程的污染将是以固体废物污染为主，废气、噪声和废水污染为次。只要保证固体废物的安全处置，正常生产时的废气、废水及噪声对评价区环境质量的影响较小。

2.5.2 节能

本次设计中，为节约能源和提高矿山的经济效益和社会效益，本设计拟采取选用节能型设备、减少反向运输等措施。

2.5.3 安全卫生

本设计主要采取了如下安全卫生措施：将永久性工程设施布置在矿山最终开采岩石移动范围以外；在竖井内设置梯子间，保证矿井有两个以上的安全出口；井下采取以风、水为主的综合防尘措施；对部分设备安装消声器；将噪声设备与其操作室、值班室隔离；井下采用中性点不接地系统，地面采用中性点直接接地系统，接地电阻按国家有关规范执行，井下井上接地系统严格分开，必要时可用变压器隔离等。

2.5.4 消防设施

本设计采取了以下消防预防措施：电器设备采用防火保护装置；井下中央变配电硐室设置防火门，其它变、配电硐室配备干粉灭火器；井下各建构筑物尽量采用阻燃材料。

2.6 项目建设进度安排

设计以合理安排建设计划，加强建设进程，早见成效为原则安排基建计划。基建井巷工程量为 10872.9 m/166052.47 m^3，1160 m，1100 m 和 850 m 中段为主要基建中段；建筑总面积 2355.56 m^2（不包括构筑物）；场地平基土石方填挖总计 209706 m^3。本工程从混合井开掘计起，基建期 2.5 a。

2.7 投资及预期经济效果

2.7.1 项目投资

项目建设需固定资产投资 21 480.56 万元，其中建筑工程费用 12 846.47 万元，设备及安装费用 5 170.34 万元，其他费用 1 212.43 万元，工程预备费 1 538.26 万元，建设期贷款利息 714.06 万元。

2.7.2 资金筹措

新增固定资产投资由企业自筹 6 444.14 万元，占 30%，银行贷款 15 036.42 万元，占 70%，贷款年利率 5.49%；新增流动资金全部由企业自筹。

2.7.3 预期经济效果

2.7.3.1 综合技术经济指标

本设计技术经济评价按有项目正常生产期 22.5 a（含 2.5 a 建设期）考虑。项目综合技术经济指标汇总于表 2.1。

表 2.1　综合技术经济指标

序号	指标名称	单位	数量	备注
1	截止2008年底富矿保有地质储量			
2.1	西部采区富矿保有地质储量			
	矿石量　B+C+D	kt	14072.2	
	平均品位 B+C+D　Ni	%	1.01	
	Cu	%	0.65	
	金属量　B+C+D　Ni	t	142059	
	Cu	t	90830	
2.2	中部采区富矿保有地质储量			
	矿石量　B+C	kt	1626.7	
	平均品位 B+C　Ni	%	2.41	
	Cu	%	0.99	
	金属量　B+C　Ni	t	22992	
	Cu	t	16030	
2.3	东部采区富矿保有地质储量			
	矿石量　B+C+D	kt	16282.7	
	平均品位 B+C+D　Ni	%	1.64	
	Cu	%	2.46	
	金属量　B+C+D　Ni	t	266473	
	Cu	t	238223	
2.4	全矿富矿保有储量合计			
	矿石量　B+C+D	kt	31980.6	
	平均品位 B+C+D　Ni	%	2.35	
	Cu	%	1.08	
	金属量　B+C+D　Ni	t	431524	
	Cu	t	345083	
2	设计利用储量	龙首矿截止 2006 年底预计保有储量		
2.1	东采区富矿设计利用储量			本次设计开采范围
	矿石量　B+C+D	kt	15490.7	
	平均品位　B+C+D　Ni	%	1.637	
	Cu	%	2.469	
	金属量　B+C+D　Ni	t	25363.4	
	Cu	t	227531	
2.2	中采区富矿利用储量			

序号	指标名称	单位	数量	备注
	矿石量 B+C	kt	438.70	
	平均品位 B+C Ni	%	1.610	
	Cu	%	1.060	
	金属量 B+C Ni	t	7064.46	
	Cu	t	4654.38	
2.3	西采区富矿利用储量			
	矿石量 B+C+D	kt	12092.2	
	平均品位 B+C+D Ni	%	1.005	
	Cu	%	0.646	
	金属量 B+C+D Ni	t	121467	
	Cu	t	78158	
2.4	全矿富矿设计利用储量合计			
	矿石量 B+C+D	kt	28020.6	
	平均品位 B+C+D Ni	%	2.364	
	Cu	%	2.108	
	金属量 B+C+D Ni	t	382086.526	
	Cu	t	310346.158	
3	开采方式		地下开采	
4	矿山生产能力			
	前期	t/d	4000	
	后期	t/d	3000	
5	基建井巷工程量	m/m³	10872.9/ 166052.47	
6	建设时间	a	2.5	
7	矿山设计服务年限	a	26	从 2007 年 1 月计起
	其中：1320 kt/a 达产期	a	11	
	990kt/a 达产期	a	12	
	减产期	a	3	
8	开拓方式		明混合井开拓	
9	采矿方法		下向六角形倾斜进路胶结充填采矿法	
10	损失率	%	5	
11	采矿贫化率	%	5	
12	生产采掘比	m/kt	6.594	自然米
	其中：开拓	m³/kt	13.15	
	采切	m³/kt	13.37	
13	三级矿量保有期			
	开拓矿量	a	3.89	东部采区

序号	指标名称	单位	数量	备注
	采准矿量	a	2.52	
	备采矿量	a	2.52	
14	采出矿石平均品位：			从2003年底计起
	Ni	%	2.282	
	Cu	%	1.025	
15	产品产量			
15.1	选冶总回收率			
	Ni	%	79.55	
	Cu	%	66.80	
15.2	有项目达产年平均产品产量		4～14a	15～23a
	电镍	t/a	13233.62	10657.23
	电铜	t/a	8952.47	7685.27
15.3	年平均增量产品产量			
	电镍	t/a	5370.04	8298.31
	电铜	t/a	4161.99	5772.12
16	单位矿石总成本费用	元/t	437.29	482.75
16.1	单位矿石制造成本	元/t	418.52	460.00
	其中：采矿	元/t	149.57	173.92
	选矿	元/t	62.26	62.26
	冶炼加工成本	元/t	207.69	224.83
16.2	单位产品制造成本			
	电镍	元/t	36145.47	36667.66
	电铜	元/t	8278.87	8409.41
17	达产年平均销售收入、税金及利润			
17.1	销售收入	万元/a	92564.45	75256.30
17.2	利润总额	万元/a	32525.21	25600.83
17.3	税后利润	万元/a	27743.78	21760.71
17.4	增量		4～14a平均	15～23a平均
17.5.1	销售收入	万元/a	38353.65	58282.53
17.6	利润总额	1 万元/a	17817.52	20228.00
17.76	税后利润	万元/a	15242.25	17193.80

2.7.3.2 劳动定员

2.7.3.2.1 组织机构

龙首矿是金川公司目前拥有的主力矿山之一，现已形成一套完整的组织机构

和管理模式，技术改造后，组织机构原则上维持现有不变。

2.7.3.2.2 劳动定员

龙首矿现有在册职工 1 666 人，其中：工人 1 384 人，工程技术人员 95 人，管理人员 127 人，服务人员 17 人。深部开拓后，因增加明混合井提升等、而增加的部分岗位定员，矿山可通过提高劳动生产率等方式进行内部调整，企业总人数不变。经调整后，全矿在册职工仍为 1666 人。

2.7.3.2.3 劳动生产率

根据项目特点，仅计算矿山实物劳动生产率如下：

(1)矿山能力为 4 000 t/d 时，全员劳动生产率：792.32 t 矿/人•a；生产工人劳动生产率：953.76t 矿/人•a；

(2)为矿山能力 3 000 t/d 时，全员劳动生产率：594.24 t 矿/人•a；生产工人劳动生产率：715.32t 矿/人•a。

2.7.3.3 资金筹措

项目建设需固定资产投资 21 480.56 万元，由集团公司分阶段投资。

2.7.3.4 产品产量、销售收入、税金及利润

2.7.3.4.1 产品产量

2.7.3.4.1.1 产品品种及选冶回收率

根据金川公司要求，本次设计的产品品种暂按电镍、电铜两种考虑。根据金川集团公司近几年实际的选冶回收率指标，设计确定产品选冶总回收率指标如下：

镍 79.55%，其中选矿回收率 86%，冶炼回收率 92.5%。

铜 66.80%，其中选矿回收率 73%，冶炼回收率 92.5%。

2.7.3.4.1.2 产品产量

经计算，有项目 4~14 a（4 000 t/d 能力）年平均产品产量为：电镍 13233.62 t、电铜 8952.47 t；15~23 a（3 000t/d 能力）年平均产品产量为：电镍 10657.23 t、电铜 7 685.27 t。

无项目同期年平均产品产量电镍分别为：7863.58 t 和 2358.92 t；电铜分别为：4789.48 t 和 1913.15 t。

年平均增加电镍分别为：5370.04 t 和 8298.31 t；电铜分别为：4161.99 t 和 5772.12 t。

2.7.3.4.2　销售收入、税金、利润

2.7.3.4.2.1　产品价格

根据市场分析，设计确定各产品的价格为电镍无税价 59 829.06 元/t（含税价 70 000 元/t）；电铜无税价 14 957.27 元/t（含税价 17 500 元/t）。

2.7.3.4.2.2　产品税率

产品增值税税率为 17%，城市维护建设税及教育费附加率分别为 7%和 3%；所得税税率为 15%；资源税提取标准为 8.4 元/t 矿。

2.7.3.4.2.3　销售收入、税金、利润

有项目、无项目及增量销售收入、税金、利润列于表 2.2。

表 2.2　有无项目销售收入、税金、利润比较表

序号	项目名称	有项目		无项目		增量	
		4~14a	15~24a	4~14a	15~24a	4~14a	15~24a
1	产品产量						
	电镍	13233.62	10657.23	7863.58	2358.92	5370.04	8298.31
	电铜	8951.47	7685.27	4789.48	1913.15	4161.99	5772.12
2	销售收入	92564.45	75256.30	54210.80	16974.76	38353.65	58281.53
	电镍	79175.50	63761.23	47047.05	14113.21	32128.45	49648.02
	电铜	13388.95	11495.07	7163.75	2861.55	6225.20	8633.51
3	税收	12198.00	9976.67	7019.59	2243.57	5178.41	7733.10
3.1	增值税	10081.10	8313.70	5713.68	1886.88	4367.41	6426.82
3.2	城建税及教育费附加	1008.11	831.37	571.37	188.69	436.74	642.68
3.3	资源税	1108.80	831.60	734.54	168.00	374.26	663.60
4	利润总额	32525.21	25600.83	14707.68	5372.84	17817.52	20228.00
5	所得税	4878.78	3840.13	2206.15	805.93	2672.63	3034.20

6	所得税抵免	97.35	0.00	0.00	0.00	97.35	0.00
7	税后利润	27743.78	21760.71	12501.53	4566.91	15242.25	17193.80

由表可知，东部采区扩能技改后，矿山可以继续维持132万t/a能力12 a(4~14 a)，年平均增加利润总额17 817.52万元/a，增加税后利润15 242.25万元/a；当1 220 m标高以上中部采区能力及西部采区富矿能力消失后，矿山可以维持99万t/a能力9 a（15~23 a），年平均增加利润总额20 228.00万元/a，增加税后利润17 193.80万元/a。同时，项目的实施为公司冶炼厂稳定原料供应提供保障。

2.7.3.5 综合评价

(1)龙首矿是金川集团公司目前自产原料的两个重要矿山之一，该矿的持续稳产是金川集团公司稳定自产原料供应的重要途径之一。龙首矿现有三个采区同时生产，出矿能力达到1320kt/a左右，其中东部采区（1220m标高以下）200～264kt/a，中部采区396kt/a左右，西部采区（1220m以上富矿）660kt/a左右。但中部采区的保有矿量仅能维持5～6a减产生产，西部采区1220m以上富矿尚可维持12a左右正常生产，当西部采区1220m以上富矿能力消失后，全矿富矿能力将只有200kt/a左右。为了矿山的持续稳定生产和集团公司自产原料的稳定供应，1220m以下东部采区（富矿）扩能技改势在必行。

(2)本次东部采区（富矿）扩能技改工程设计能力为3000t/d，技改工程投产后，全矿维持4000t/d能力11a，3000t/d能力12a，达到了稳定生产的目的。从矿山设计服务年限分析，设计规模是合理的。

(3)本次扩能技改工程充分利用矿山现有井下工程、地面设施，以及辅助生产设施，新增固定资产投资只有21 480.56万元，固定资产投资较省。

(4)技改工程投产后，4~14 a（全矿4000 t/d能力）年平均实现增量税后利润15242.25万元，增量投资利润率82.53%，增量投资利税率106.52%；15~23 a（全矿3000 t/d能力）年平均实现增量税后利润17193.8万元，增量投资利润率93.70%，增量投资利税率129.52%；增量全投资财务内部收益率39.64%，增量投资回收期4.91 a(含建设期2.5 a)。项目的经济效益好。

第三章　矿产地质概况

龙首矿包括白家咀子铜镍矿第一矿区的全部、第二矿区的西部（Ⅱ6行以西部分）。龙首矿从东往西划分为3个采区：东采区（Ⅱ6~Ⅰ8行），中采区（Ⅰ8~Ⅰ18行）和西采区（Ⅰ18~Ⅰ30行），该矿山1 220 m标高以上已形成以新1号井、新2号井、西部斜坡道为主体的开拓系统；1 220 m标高以下已形成以盲竖井为主体的开拓系统。

本次设计的对象是龙首矿1 220~850 m标高之间的矿体。

本次设计的依据是：

(1)龙首矿截止2003年底矿山保有储量、中段地质平面图和剖面图；

(2)2003年8月，由兰州有色冶金岩土工程总公司提交的《金川集团有限公司龙首矿1 160 m水平Ⅰ-8~Ⅱ-6行钻探工程地质总结报告》；

(3)甘肃省地质局祁连山地质队1962年1月提交的《甘肃省永昌县白家咀子铜镍矿第一矿区最终储量报告》，全国矿产储量委员会于1962年5月7日以(62)储密字第2号决议书批准了该储量报告。地质队根据决议书意见修改了储量报告，并于1964年提交了《甘肃省永昌县白家咀子铜镍矿第一矿区地质勘探补充报告》；

(4)甘肃省地质局地质六队1972年提交的《甘肃省永昌县白家咀子铜镍矿第二矿区地质勘探报告》，1973年甘肃省储量委员会以甘革地字第18号文批准了该勘探报告。

3.1 矿区地质特征

3.1.1　地质概况

矿区大地构造位置属于阿拉善隆起区南部边缘的龙首山隆起，北侧为区域性大断裂F_1，与潮水坳陷相连接，南侧和北祁连山地槽边缘拗陷相毗邻。

矿区出露地层主要有前震旦系白家咀子组（AnZ）深变质岩系，主要岩石为角砾—均质混合岩、黑云母斜长石片麻岩、蛇纹石大理岩、条痕—均质混合岩、绿泥石英片岩等。

矿区地层为倾向南西的单斜构造，层间褶曲发育，地层的总体走向310°，倾向南西，倾角40°~70°。主要断裂有纵向断层F_1，F_{16}，横向断层F_{28}，F_8等。

矿区岩浆岩发育，从酸性岩至超基性岩、深成岩及派生脉岩均有产出。主要的岩浆岩为超基性岩。

主要围岩蚀变有蛇纹石化、绿泥石化、透闪石化、水云母化、透辉石化等。

3.1.2　金川含矿超基性岩体特征

金川含矿超基性岩体呈岩墙侵入于前震旦系深变质岩中，至少由三期次的岩浆上侵形成的复式侵入体。岩体全长约6500 m，两端被第四系覆盖，出露长度约4500 m，宽数十米至五百米，面积约1.34 km^2。侵入体总体的走向300°~310°，倾向南西，倾角50°~70°。

Ⅰ矿区岩体出露长1 500多米，西段宽达320 m，向东逐渐变窄，宽仅20余米，延深达700 m以上。岩体向北西侧伏，倾角一般比较陡，达70°~80°。

Ⅱ矿区岩体长3 000多米，西部出露地表，东端隐伏于第四系之下。岩体由西向东逐渐变宽，F_{17}附近最宽达530 m左右。岩体总体的走向310°左右，倾向南西，倾角50°~80°，西部较陡，东部较缓。

岩体由中心向外依次分布着含辉橄榄岩、斜长含辉橄榄岩、二辉橄榄岩、斜长二辉橄榄岩、橄榄辉石岩、辉石岩、辉长岩、蛇纹透闪绿泥片岩相。

超基性岩体边缘及内部构造破碎带、片岩带发育。含矿岩体节理发育，节理主要有三组，节理面光滑平直。

3.1.3　矿床地质特征

3.1.3.1 矿床成因类型

本矿床属于超基性岩型硫化铜镍矿床。

3.1.3.2 矿体特征

(1)东采区矿体特征

东采区1 220 m以下保有储量：矿石量16 282.9 kt，平均品位Cu 1.46%，Ni 1.64%。分布有1个主矿体（即二矿区1号矿体西端）、1个盲矿体及8个小矿体，主矿体及盲矿体储量占上述矿体总储量的99.3%。

1号主矿体埋藏于1 220~540 m标高之间，垂高680 m。矿体呈似层状产出，总体走向290°~310°，倾向南西，倾角70°~80°，走向长度约480 m，控制长度约320 m，设计地段内的矿体水平厚度18 m，其中富矿体水平厚度12 m。

盲矿体埋藏于Ⅰ6~Ⅰ8行的1220~1040 m标高之间，呈透镜状、囊状分布于主矿体的下盘。在Ⅰ6行上盲矿体与主矿体相距50 m，至Ⅰ7，Ⅰ8行之间盲矿体与主矿体相交。盲矿体在空间上分为两枝，其中主要的盲矿体位于Ⅰ6行附近1220 m~1150 m标高之间，矿体走向近南北，倾向西，倾角70°~80°，走向长度60~90 m，水平厚度20~35 m，均为富矿石。次要盲矿体分布于Ⅰ6~Ⅰ8行的1220 ~1040 m标高之间，矿体走向北东80°—近东西向，倾向南—南东，倾角70°~80°，矿体水平厚度17 m，其中富矿体水平厚度15 m。

(2)西采区矿体特征

西采区1220 m以上保有储量：矿石量8640.3kt，平均品位Cu 0.64%，Ni 1.03%。1 220 m以下保有储量：矿石量5 430.8 kt，平均品位Cu 0.65%，Ni 0.98%。

西采区主要矿体为24号矿体，矿体在1 220 m以上分布于Ⅰ20行~Ⅰ30行，1 220 m以下分布于Ⅰ22行~Ⅰ28行，矿体水平厚度10~170 m。

(3)中采区矿体特征

中采区1 220 m以上保有储量：矿石量1 626.7 kt，平均品位Cu 0.99%，Ni 1.41%。

中采区主要矿体为龙首矿生产勘探发现的盲矿体，分布于Ⅰ12行～Ⅰ10行。根据近几年的生产勘探成果，盲矿体在Ⅰ11行向下有较大的延伸。

3.1.3.3 矿石特征

目前1 220 m标高以上矿山生产的矿石，以及1 220 m标高以下的矿石均为硫化铜镍矿石。

矿体由贯入型硫化镍富矿石，超基性岩型硫化镍富矿石、硫化镍贫矿石、硫化铜矿石，接触交代型硫化镍富矿石、硫化镍贫矿石、硫化铜矿石组成。矿石中富矿石约占80%。富矿石位于矿体中心，贫矿石分布于富矿石周围或一侧。

矿石中金属矿物以磁黄铁矿、镍黄铁矿、黄铜矿为主，另外有黄铁矿、金铂

钯矿、含钯碲金铂矿、锑钯铂矿、砷铂矿、镍质辉钴矿、自然金、自然铂、金银矿、方铅矿

及铬尖晶石等。脉石矿物主要有橄榄石、辉石、蛇纹石、绿泥石、滑石及碳酸盐矿物。

矿石结构主要有自形、半自形及他形晶粒状结构，其次有固熔体分离结构、网状结构、脉状结构、镶边结构及叶片状结构。富矿矿石构造主要有海绵晶铁构造、半海绵晶铁构造，贫矿矿石构造主要有稀疏浸染状构造、星点状构造、斑点状构造和斑杂状构造。

矿石主要有用组分为 Ni，Cu。矿石伴生有用组分多种多样，主要有 Co，Pt，Pd，Os，Ir，Ru，Rh，Au，Ag，Se，其含量与 Ni，Cu 关系密切，在富矿中的含量比贫矿中高。伴生组分在富矿石、贫矿石中的含量，见表 3.1。

表 3.1　矿石中伴生组分含量表

矿石类型	Co%	Ptg/t	Pdg/t	Osg/t	Irg/t	Rug/t	Rhg/t	Aug/t	Agg/t	Se%
富矿石	0.043	0.9612	0.8009	0.0172	0.0189	0.0292	0.0187	0.54	11.22	0.0097
贫矿石	0.019	0.463	0.27	0.0121	0.019	0.0246	0.0197	0.0955	4.083	0.0072

矿石有害组分为 MgO，S，富矿石中含量 MgO　25.21%，S　7.10%，贫矿石中含量 MgO　25.29%，S　2.00%。

3.1.4　矿石加工技术性能

龙首矿自 1963 年投产以来，硫化富矿石的选矿性能基本良好。本次设计范围内均为硫化富矿石，矿石性质和以往生产的矿石类似，其选矿性能也是良好的。

3.2 矿床水文地质条件和矿床开采技术条件

3.2.1 矿床水文地质条件

3.2.1.1 矿区水文地质工作概况

在一矿区、二矿区地质勘探期间，通过对矿区竖井、钻孔进行简易水文地质观测、抽水试验和对采样井排水的观测，基本掌握了主要断层的性质、水位变化及其富水程度等特征。但是地质资料中对 F_8 断层 1 688 m 标高以下地段的水文地

质情况阐述不详，断裂破碎带向深部的变化未查明。

3.2.1.2 矿区水文地质条件

矿区位于龙首山东段北麓，潮水盆地南缘，地处西北干旱地区，降水量少，年均降水量279.4 mm，年蒸发量2500 mm。

矿体围岩为超基性岩、深变质岩及其他岩浆岩类，均属微透水性岩石。地下水的主要补给来源为大气降水，降水通过岩石裂隙渗入地下，而形成基岩裂隙水。由于气候干旱，基岩裂隙水一般比较贫泛，富水性弱，而且分布很不规则，有的随断裂带延伸达500 m以上，有的则很浅，在水平方向上很不连续。巷道内涌水方式，初期以突涌为特征，随后逐渐减少，说明矿区地下水补给来源不足，以静储量为主。

3.2.1.3 矿坑涌水量的估计

龙首矿目前的开采范围（即3个采区）属于同一水文地质单元，根据对地下水补给条件以及龙首矿介绍，目前超基性岩及其围岩中的裂隙水具有水压较大、水量小的特点，地下水以涌水、滴水、渗水方式溢出。

根据龙首矿提供的资料，采用比拟法计算。

1220 m中段正常涌水量864 m^3/d，最大涌水量：1043 m^3/d；

1160 m中段正常涌水量593 m^3/d，最大涌水量：741 m^3/d。

3.2.2 矿床开采技术条件

3.2.2.1 岩石工程地质分类

根据矿区岩性、地质构造、岩体结构、水文地质条件等，对矿区各类岩石进行工程地质分类，矿区共分为6个岩带，11个工程地质岩组。

(1)混合岩带(Ⅰ)(F_1断层压碎岩组$Ⅰ_1$，层间挤压混合岩组$Ⅰ_2$，较完整混合岩岩组$Ⅰ_3$)；

(2)片麻岩带(Ⅱ)(粗粒片麻岩组$Ⅱ_1$，F_{16}断层破碎岩组$Ⅱ_2$)；

(3)大理岩带(Ⅲ)(多种岩浆岩侵入的中薄层状大理岩组$Ⅲ_1$，厚层状大理岩组$Ⅲ_2$，多种岩浆岩频繁穿插的中薄层状大理岩破碎带岩组$Ⅲ_3$)；

(4)均质条带混合岩带(Ⅳ)；

(5)花岗岩带(Ⅴ)；

(6)含矿超基性岩带(Ⅵ)。

矿区岩石属于欠稳定—较稳定类型。东部矿石属于较稳定类型，为块状—碎裂结构，形变地压偏小，岩体质量Q为1~10，松动圈估算值1 m左右，掘进中主要问题为掉块；西部矿石属于欠稳定类型，为块状—碎裂结构，形变地压偏大，岩体质量Q为0.1~4，松动圈估算值2~4 m左右，掘进中主要问题为塌方。

3.2.2.2 矿石、岩石物理力学性质

体重：富矿石 2.89 t/m^3；贫矿石2.68 t/m^3；岩石 2.68 t/m^3。

抗压强度：矿石、岩石 18.3~140.4 MPa。

松散系数：矿石、岩石 1.40~1.70，平均1.60。

3.3 矿床勘查工作及其评述

3.3.1 矿床勘查工作

1958年发现了白家咀子铜镍矿，1959年第一矿区转入勘探，1962年1月甘肃省地质局祁连山地质队提交了《甘肃省永昌县白家咀子铜镍矿第一矿区最终储量报告》，全国矿产储量委员会以（62）储密字决议书批准了该储量报告。地质队根据决议书意见修改了储量报告，并于1964年提交了《甘肃省永昌县白家咀子铜镍矿第一矿区地质勘探补充报告》。

1966年~1972年，甘肃省地质局地质六队对一矿区4行至二矿区56行进行勘探，并于1972年提交了《甘肃省永昌县白家咀子铜镍矿第二矿区地质勘探报告》，1973年甘肃省储量委员会以甘革地字第18号文予以批准。

1971年，甘肃省地质局地质六队又对二矿区1号矿体西延部分即一矿区4行至一矿区8行之间进行了找矿与勘探，并于1972年3月提交了《甘肃省永昌县白家咀子铜镍矿一矿区4~14行深部找矿及勘探说明书》，1979年甘肃省储量委员会以审字第7号文批准。

1995年，龙首矿对东采区1 220~1 100 m水平1^{+25}行~8行之间进行了生产勘探设计，由井巷工程公司施工坑内钻，1995年11月井巷工程公司提交了《金川有色金属公司龙首矿东采区1 220~1 100 m水平生产勘探报告》。1996年6月龙

首矿编制了生产勘探剖面图，并计算了地质储量。

2003 年 8 月，完成了 1 160 m 水平生产勘探工作，由兰州有色冶金岩土工程总公司提交了《金川集团有限公司龙首矿 1 160 m 水平Ⅰ-8~Ⅱ-6 行钻探工程地质总结报告》。

本次设计收集到了龙首矿中段地质平面图和勘探线剖面图，以及截止 2003 年底保有储量表。

3.3.2 矿床勘查工作评述

六十年代和七十年代，甘肃省地质局地质六队对矿区进行的勘探工作，可以作为今后矿区生产勘探工作的依据，并为矿区今后找矿提供了一定的方向。

自 1965 年 5 月龙首矿转入地下开采后，矿山进行了一系列的生产勘探工作，特别是 1995 年和 2003 年 8 月完成的生产勘探工作，一方面为矿山服务，提高了储量级别；另一方面为矿山找到了盲矿体，扩大了矿山储量，并为矿山将来找矿和生产勘探提供了依据。龙首矿根据历年来的工作，对生产勘探进行了阶段性的初步总结：编制了主要中段的地质平面图和剖面图，统计了 2003 年底保有储量，其工作质量是较好的，可以作为矿山设计的依据。

因此，本次初步设计的依据是：《甘肃省永昌县白家咀子铜镍矿第一矿区地质勘探补充报告》，《甘肃省永昌县白家咀子铜镍矿第二矿区地质勘探报告》，以及由龙首矿提供的截止 2003 年底保有储量表以及中段地质平面图、剖面图。

3.4 矿产资源/储量

3.4.1 储量计算工业指标

矿区储量计算工业指标，是根据冶金工业部有色冶金设计总院 60 年采字 173 号文件，其内容如下：

3.4.1.1 硫化镍矿石

边界品位：富矿 1%，贫矿 0.3%；

最低工业品位：富矿 1%，贫矿 0.5%；

镍品位 0.3%~0.5%列入表外储量；

铜的硫化矿石工业指标与镍相同。

3.4.1.2 氧化镍矿石

边界品位：镍矿石 0.7%，铜矿石 0.5%；

最低工业品位：镍矿石 1%，铜矿石 0.8%；

镍矿石品位 0.7%~1%列入表外储量，铜矿石品位 0.5%~0.8%列入表外储量；

凡按指标圈定的矿体，均以镍为主，并在镍矿石中计算铜的储量，称为镍矿石。

凡镍的品位低于上述指标，圈定矿体以铜为主，并在铜矿石中计算镍的储量，称为铜矿石。

3.4.1.3 矿床开采技术条件指标

矿体最小可采厚度 1 m；

矿体中夹石最大允许厚度 2 m。

3.4.1.4 氧化矿、混合矿和原生矿划分标准

镍矿石：硫化镍/全镍＞60%为原生镍矿石，

硫化镍/全镍=45%~60%为混合镍矿石，

硫化镍/全镍＜45%为氧化镍矿石。

铜矿石：氧化铜/全铜＜10%为原生铜矿石，

氧化铜/全铜=10%~30%为混合铜矿石，

氧化铜/全铜＞30%为氧化铜矿石。

铜-镍矿石中（指矿石中 Cu，Ni 都达到工业品位），按镍矿石指标来圈定。

3.4.2 矿区保有储量

龙首矿截止 2003 年底保有地质储量（富矿），见表 3.2。本次初步设计依据的储量，即由金川公司提供的截止 2003 年底龙首矿保有地质储量（富矿）。

3.5 基建勘探和生产勘探

3.5.1 基建勘探

3.5.1.1 基建勘探的目的任务、范围、手段和网度

东采区扩能项目基建范围内（1160~1040 m 标高）B 级储量（111b 基础储量）573.4 kt，仅能满足矿山生产 0.8 a 左右。按设计要求必须探明供矿山生产 1.5~2 a

的B级储量（111b基础储量），才能满足矿山生产和采掘计划的需要。因此，为了东采区扩能项目的顺利实施，必须进一步探明供矿山生产0.7~1.2 a的B级储量（111b基础储量）。

表3.2　龙首矿截止2003年底保有地质储量（富矿）表

区段	中段标高/m	储量级别	三维编码	矿石量/kt	平均品位/%		金属量/t	
					Cu	Ni	Cu	Ni
西采区	1280	B	111b	4733.8	0.64	1.04	30296	49231
	1220	B+C	111b	3906.5	0.65	1.01	25393	39456
	1160	C+D	111b+122b	3088.0	0.66	1.00	20380	30880
	1100	D	122b	2342.9	0.63	0.96	14760	22492
	小计	B+C+D	111b+122b	14071.2	0.65	1.01	90830	142059
中采区	1280	B	111b	1102.6	0.95	1.32	10474	14554
	1220	B+C	111b	524.1	1.06	1.61	5556	8438
	小计	B+C	111b	1626.7	0.99	1.41	16030	22992
东采区	1160	B+C	111b	2071.7	1.35	1.63	27968	33769
	1100	B+C+D	111b+122b	2566.7	1.46	1.49	37474	38244
	1040	B+C+D	111b+122b	3425.9	1.64	1.76	56186	60297
	980	C+D	111b+122b	3775.2	1.60	1.64	60404	61914
	920	D	122b	2066.5	1.27	1.61	26245	33271
	850	D	122b	2376.7	1.26	1.64	29947	38978
	小计	B+C+D	111b+122b	16282.9	1.46	1.64	238223	266473
全矿区	1280	B	111b	5836.3	0.70	1.09	40771	63785
	1220	B+C	111b	4430.7	0.70	1.08	30949	47894
	1160	B+C+D	111b+122b	5159.7	0.94	1.25	48349	64649
	1100	B+C+D	111b+122b	4909.6	1.06	1.24	52234	60736
	1040	B+C+D	111b+122b	3425.9	1.64	1.76	56186	60297
	980	C+D	111b+122b	3775.2	1.60	1.64	60404	61914
	920	D	122b	2066.5	1.27	1.61	26245	33271
	850	D	122b	2376.7	1.26	1.64	29947	38978
	合计	B+C+D	111b+122b	31980.7	1.08	1.35	345083	431523

龙首矿西采区保护贫矿量，见表3.3。西采区贫矿开采规划所依据的储量，即由金川公司提供的龙首矿西采区保护贫矿量。

表 3.3　龙首矿西采区保护贫矿量表

中段标高/m	储量级别	三维编码	矿石量/kt	平均品位/%		金属量/t	
				Cu	Ni	Cu	Ni
1520~1424	C	111b	15469.0	0.33	0.64	51048	99002
1424~1400	C	111b	2613.0	0.34	0.60	8884	15678
1340	C	111b	6553.0	0.45	0.72	29489	47182
1280	C	111b	4289.0	0.42	0.66	18014	28307
1220	D	122b	2591.0	0.47	0.69	12178	17878
1160	D	122b	1251.0	0.34	0.72	4253	9007
1100	D	122b	1852.0	0.35	0.76	6482	14075
1040	D	122b	4260.7	0.39	0.78	16617	33233
980	D	122b	3934.7	0.32	0.78	12591	30691
合计	C+D	111b+122b	42813.4	0.37	0.69	159555	295053

备注：其中 1 520~1 424 m 为保安柱，1 424~1 100 m 是上盘暂不回采的贫矿储量，1 040~980 m 为纯贫矿体的矿量.

基建勘探的目的任务是：提高 1100 m，1040 m 中段地质可靠程度，探获 B 级储量（111b 基础储量），满足矿山初期生产和采掘计划的需要。

基建勘探手段为坑内钻探。在 1 160 m 中段（1 孔）、1 100 m 中段（13 孔）布置钻探工程，对 1 160~1 040 m 标高之间的矿体，采用 50 m×(60~80) m 的网度探求 B 级储量（111b 基础储量）。

3.5.1.2 估算的工程量

根据基建勘探工程布置原则，估算的工程量如下：

探矿坑道(净断面 6.069 m^2，双层喷锚网支护，d=100+100)65m/394.49 m^3，钻探硐室(净断面 22.251 m^2，双层喷锚网支护，d=100+100)10 个/1112.55 m^3。

3.5.1.3 工程施工顺序及费用

本次设计按初步设计的要求，根据基建范围的资源/储量分布的实际情况，进行了基建勘探设计。按设计施工顺序，该子项在 1100m 采矿巷道拉通以后进行。

根据金川公司以往的惯例，公司将有计划地进行矿区生产勘探，本次基建勘

探可与生产勘探一并考虑，费用纳入下一阶段的生产勘探中。下一阶段的生产勘探可根据本次基建勘探设计施工，并根据东采区扩能项目进展情况，做适当的调整和补充。

3.5.2 生产勘探

生产勘探的手段、网度、工程布置原则、样品化验分析和基建勘探一致，采样包括岩心取样、采场爆破堆取样和矿车取样。

3.6 存在问题及建议

(1)加强矿山生产勘探工作

龙首矿资源远景潜力较大，建议矿山在地质找矿和生产勘探上加大管理和资金投入的力度，对东、中、西采区生产勘探进行长远的规划和近期的设计工作。

本次初步设计已根据东采区扩能项目的要求，对东采区深部基建勘探进行了设计。通过基建勘探，可以获得B级储量（111b基础储量）矿石量3 247.5 kt，平均品位Cu 1.93%，Ni 1.94%，能满足矿山生产5 a左右。

(2)关于矿山地质勘探、生产勘探资料的管理

龙首矿矿山建设的基础地质资料是六十年代提交的，经过几十年的变化，六十年代计划经济体制条件下确定的工业指标，已经不适应于当前的市场经济形势。

目前，镍产品价格态势良好，六十年代地质勘探中圈定的贫矿已具有相当好的工业价值，甚至表外矿也具有工业价值。我国加入WTO以后，国际矿产品价格直接影响到矿山企业的运作，近几年来有色矿产品价格变化频繁，直接冲击着我国的有色行业。

因此，建议矿山着手建立目前国际上广泛使用的系统—矿山资源动态管理系统，该系统根据矿区地质勘探、生产勘探资料建立地质数据库，对矿山地质资源实行动态管理，应用价格、成本等对边际品位的影响，采用合适的数学模型，根据价格、成本的变化确定边际品位，从而达到合理圈定矿体、计算储量的目的，实行全程化计算机管理，使矿山矿产资源得到优化配置。该管理系统已在我国部分有色矿山应用，如中铝股份平果分公司。

(3)加强矿床开采技术条件研究和地压管理

矿区矿床开采技术条件复杂，地压活动频繁。随着开采深度的加大，矿床开采技术条件更加复杂，地压加大、地压活动更加频繁，因此建议矿山加强矿床开采技术条件研究和地压监测与管理。

第四章 采矿工艺设计

4.1 设计原则及设计范围

4.1.1 项目设计原则

(1)精心设计，优化设计方案，使设计方案达到规模合理、技术先进、安全可靠、建设周期短、投资省、成本低、经济效益好的目的，确保龙首矿长期稳定、均衡生产；

(2)设计范围及内容以龙首矿东部采区扩能为主，设计方案兼顾中西采区1220m水平以下矿体的开采；

(3)龙首矿是建成投产几十年的大型有色金属矿山，矿山生产及其辅助生产系统配套齐全，设计应充分利用矿山现有生产辅助设施，做到少投入，多产出；

(4)选择国内外，特别是龙首矿业已成熟、可靠的采矿工艺和技术。充分应用矿山多年来在施工和生产中的科研成果，指导开拓工程的布置，以确保矿山井巷安全。

4.1.2. 设计范围

本次设计范围主要为龙首矿东部采区850~1 220 m水平的富矿体。

4.1.3 主要采用的标准、规范、规程

(1)《有色金属采矿设计规范》(试行) YSJ019-92

(2)《金属非金属地下矿山安全规程》 GB 16424-1996

(3)《工业企业设计卫生标准》 GBZ1-2002

(4)《爆破安全规程》 GB6722-86

(5)《有色金属矿山企业初步设计内容和深度的原则规定》(试行)

(6)《有色金属矿山生产技术规程》 [90]中色计字第0256号

4.2 矿床开采方式

龙首矿东、中、西采区目前均为地下开采，而本次设计开采对象不仅埋藏深，而且均赋存在目前正在地下开采的矿段以下，故设计仍采用地下开采方式。

4.3 开采范围及开采技术条件

4.3.1 开采范围确定的原则和依据

龙首矿主要由东（Ⅱ6－Ⅰ8）、中（Ⅰ8－Ⅰ18）、西（Ⅰ18－Ⅰ30）三个采区组成。本次扩能技术改造工程设计开采范围主要为东采区 850~1 220 m 标高之间的富矿体。

开采范围内的地质储量：截止 2003 年底龙首矿 850 m 水平以上富矿保有地质储量：B+C+D 级矿石量 31 98 万 t，平均地质品位 Cu 1.08%，Ni 1.35%，金属量 Cu 345 083 t，Ni 431 523 t，其中：本次扩能技术改造工程设计开采的范围东采区 B+C+D 级矿石量 16 28 万 t，平均地质品位 Cu 1.46%，Ni 1.64%，金属量 Cu 238 223 t，Ni 266 473 t；中采区 B+C 级矿石量 1 62。6 万 t，平均地质品位 Cu 0.99%，Ni 1.41%，金属量 Cu 16 030 t，Ni 22 992 t；西采区 B+C+D 级矿石量 14 07 万 t，平均地质品位 Cu 0.65%，Ni 1.01%，金属量 Cu 90 830 t，Ni 142 059 t。

根据龙首矿以往生产勘探与地质勘探成果对比，生产勘探获得的储量增幅较大，设计考虑将龙首矿计算至 2006 年 12 月底（本工程建成投产时）的保有地质储量 100%利用。

4.3.2 开采技术条件

4.3.2.1 矿岩稳定性

矿区岩石属于欠稳定—较稳定类型。东部矿石属于较稳定类型，为块状～碎裂结构，形变地压偏小，岩体质量 Q 为 1~10，松动圈估算值 1 m 左右，掘进中主要问题为掉块；西部矿石属于欠稳定类型，为块状—碎裂结构，形变地压偏大，岩体质量 Q 为 0.1~4，松动圈估算值 2~4 m 左右，掘进中主要问题为塌方。

4.3.2.2 矿石、岩石物理力学性质

体重：富矿石 2.89t/m^3，贫矿石 2.68t/m^3；岩石 2.68t/m^3。

抗压强度：矿石、岩石 18.3~140.4 MPa。

松散系数：矿石、岩石：1.40~1.70，平均 1.60。

4.3.3 开采顺序和首采中段

根据设计采用的采矿方法及开拓工程的布置，东采区设计推荐采用从上至下的开采顺序。目前，龙首矿东采区正在 1 160 m 中段回采，本工程建成投产时，预计 1 160 m 中段的回采已近尾声,1 100 m 中段即为本工程的首采中段。

4.4　采矿方法

4.4.1 采矿方法选择

下向六角形倾斜进路胶结充填采矿法是龙首矿在多年生产实践中，逐步摸索出的适应龙首矿开采技术条件的一种成熟的采矿方法，本设计拟沿用这一方法。

本次设计的基建采切矿块范围为 1100 m 中段，Ⅱ6－Ⅰ8 行勘探线，根据龙首矿实际采场生产能力 180 t/d 和东采区的设计生产能力 2 000 t/d 计算，基建采切矿块 11 个。

4.4.2　采场结构、工艺及设备选择

采场沿矿体走向布置，长度一般为 50 m，矿体薄时长度为 75 m，高 60 m，宽为矿体水平厚度。采场内，分层道垂直走向布置，回采进路沿走向布置。溜矿井和人行通风井布置在采场中央。溜矿井直径Φ2.2 m，锚杆＋单层钢筋混凝土支护，混凝土强度 C30，厚度 300 mm。采场实行下向分层进路间隔回采，采用 YT-28 型凿岩机凿岩，2DPJ-30 型电耙出矿。采场内设 3 台电耙，分层道 1 台，2 个回采进路各一台。回采进路工作面的矿石，由电耙耙入分层道后，再由分层道电耙耙入采场溜矿井。在溜井底部用振动放矿机将矿石装入矿车，由电机车运往主溜矿井。

采场充填前，分层道和进路底板用 0.1~0.3 m 厚的碎矿石填平，在回填层上铺设金属网，并用钢筋将此金属网与上层金属网吊挂连接。

随着回采分层下降，溜矿井和人行通风井下移。分层道上部充填体中预留行人回风井两条，其中一条兼作材料井，一条井中设直爬梯。

4.4.3 采准、切割、回采计算

一个标准矿块的采切工程总量为 916.2 m/2 721.5 m^3，详见表 4.1 。

一个矿块的平均采出矿量为：203.534 kt

千吨采切比为：13.37 m^3/kt、4.50 m/kt。

4.4.4 采矿方法主要技术经济指标

东采区 1 220 m 水平以下矿体回采主要技术经济指标及材料消耗分别见表 4.2 ，表 4.3 ，表 4.4。

4.5　矿山生产能力

4.5.1　矿山工作制度

根据矿山气候条件和实际情况，确定矿山工作制度为年工作 330 天，每天 3 班，每班 8 小时。

表 4.1　采切工程总量表

序号	巷道名称	支护型式	断面（m^2）		条数	长度/m		工程量			
			净	掘		单长	总长	岩石中	矿石中	充填体中	总计
1	措矿井	钢筋砼	3.80	6.16	1	60	60		369.6		369.6
2	通风井	钢筋砼	3.14	4.91	1	60	60		294.6		294.6
3	措施工程	喷锚网	2.01-	3.14-	2	16.6	33.2		280.1		280.1
4	联络道	喷锚网	7.28	8.83	2	5	10		88.3		88.3
5	放矿硐室	钢筋砼			1				55.3		55.3
6	充填道			2.70	12	21	252			680.4	680.4
7	充填井			1.77	4	60	240			424.1	424.1
8	充填小井			1.77	4	60	240			424.1	424.1
9	分层道			5	1	21	21		105		105
	合　计						916.2		1192.9	1528.6	2721.5

表 4.2　采矿方法主要技术经济指标表

序号	项目名称	单　位	数　量	备　注
1	东采区矿石储量	kt	1549.07	预计到 2006 年底东采区保有地质储量
2	东采区平均出矿品位：			
	Ni	%	1.555	
	Cu	%	1.395	
3	采场生产能力	t/d	180	根据矿目前生产能力及采场数计算
4	千吨采切比	m/kt	4.50	
		m^3/kt	13.37	
5	回采损失率	%	5	
6	回采贫化率	%	5	
7	万吨采掘比	$m^3/10^4t$	341.51	65.94m/10^4t

表 4.3　掘进主要材料消耗表

序号	项目名称	单　位	数　量	备　注
1	炸药	kg/m³	1.09	
2	雷管	发/m³	1.2	
3	导火线	m/m³	0.45	
4	钎子钢	kg/m³	0.01	
5	合金片	g/m³	1.6	
6	木材	m3/m³	0.01	
7	水泥	kt/m³	150	
8	砂子	kt/m³	225	
9	石子	kt/m³	450	
10	锚　杆	套/m³	1.5	
11	钢　材	kg/m³	2.8	金属网

表 4.4　回采主要材料消耗表

序号	项目名称	单　位	数　量	备　注
1	炸药	kg/t	0.29	
2	雷管	发/t	0.48	
3	导火线	m/t	0.085	
4	钎子钢	kg/t	0.025	
5	合金片	g/m³	0.3	
6	木材	m3/t	0.0017	
7	充填水泥用量（细砂）	kg/t	103	粗砂充填水泥用量
8	棒磨砂	kg/t	410	为 180 kg/t
9	钢　材	kg/t	0.8	

4.5.2　矿山生产能力

4.5.2.1　生产能力的确定

龙首矿目前的实际生产能力为 132 万 t/a 左右，其中：东采区 26。4 万 t/a、中采区 39.6 万 t/a、西采区 66。0 万 t/a。根据西采区各中段截止 2003 年底保有

的地质储量，西采区 1220m 以上的生产能力仍维持 2 000 t/d 不变。1 220 m 以下东、西采区，根据设计采用的采矿方法及采场生产能力，按设计开采范围内各中段有效矿块数计算的各中段生产能力分别见表 4.5 ，表 4.6 。

表 4.5　东采区各中段生产能力表

中段名称	矿石储量（kt）	采场生产能力(t/d)	可布矿块数（个）	矿块利用系数	同时回采矿块数（个）	中段生产能力 t/d)	开采年下降速度（m/a）	中段服务年限（a）
1160m 中段	2071.7	180	17	0.7	12	2160	19.11	3.14
1100m 中段	2566.7	180	17	0.7	12	2160	15.42	3.89
1040m 中段	3425.9	180	15	0.7	11	1980	11.56	5.19
980m 中段	3775.2	180	15	0.7	11	1980	10.49	5.72
920m 中段	2066.5	180	8	0.7	6	1080	19.17	3.13
850m 中段	2376.7	180	8	0.7	6	1080	19.44	3.60
平　均	2713.8	180	13	0.7	9	1620	15.00	4.11
累　计	16282.7		80					24.67

表 4.6　西采区 1220m 水平以下各中段生产能力表

中段名称	矿石储量（kt）	采场生产能力（t/d）	可布矿块数（个）	矿块利用系数	同时回采矿块数（个）	中段生产能力（t/d）	开采年下降速度（m/a）	中段服务年限（a）
1160m 中段	3088.0	200	8	0.7	6	1200	6.41	9.36
1100m 中段	2342.9	200	5	0.7	4	800	8.45	7.10
平　均	2715.45	200					7.29	8.23
累　计	5430.9							16.46

从表 4.5 可以看出，东采区几个主要中段单中段生产能力可达到 1 980~2 160 t/d，考虑到东采区中段矿石储量较大，而且有一定的探矿远景，设计推荐东采区的生产规模为 2000 t/d；从表 4.6 可以看出，西采区 1220 m 水平以下单中段生产能力可达 800~1200 t/d，设计推荐的生产规模为 1 000 t/d。

从本工程建成投产之日算起，即 2007 年 1 月~2017 年，西采区和东采区分别在 1220 m 水平上、下同时生产时，矿山总的生产规模为 4000 t/d，132 万 t/a，东、西采区各 2000 t/d。

2018~2029 年，东、西采区均在 1220 m 水平以下生产时，矿山总的生产规模为 3000 t/d，99 万 t/a，其中东采区 2000 t/d，西采区 1000 t/d。

4.5.2.2　生产能力验证

(1)按开采年下降速度验证

从表 4.6，4.7 可以看出，东采区开采范围内的开采年下降速度为 10.49~19.44 m/a，平均年下降速度为 15 m/a，西采区开采年下降速度为 6.41~8.45 m/a，平均年下降速度为 7.29 m/a，均接近或小于国内类似矿山统计的开采年下降速度，因此设计推荐的生产规模是可行的。

(2)按新中段准备时间进行验证

经计算，矿山生产期间总采掘比为 6.594 m/kt，34.151m^3/ kt，东、西采区中段平均设计利用储量分别为 2713.8 kt 和 2 715.45 kt，中段平均掘进量分别为 17895 m/92679 m^3 和 17906 m/92735 m^3，设计分别安排 6 个和 4 个掘进工作面，工作面平均进尺 80m/月，新中段平均准备时间分别为 3.11 a 和 4.66 a，而中段平均服务年限分别为 4.11 a 和 8.23 a，均大于新中段平均准备时间，故设计推荐的生产规模是合理的。

4.5.3 矿山服务年限

本工程预计到 2007 年 1 月建成投产，根据龙首矿以往生产勘探与地质勘探成果对比，生产勘探储量增幅较大，设计考虑将龙首矿计算至 2006 年 12 月底的保有地质储量 100%利用，即龙首矿总的设计利用储量为 B+C+D 级矿石量 2802 万 t，其中本次设计开采范围即东采区内的设计利用储量为 B+C+D 级矿石量 1549 万 t，中采区 B+C 级矿石量 43 万 t，西采区 B+C+D 级矿石量 1209 万 t。据此，按采矿损失率 5%、贫化率 5%和 132 万 t/a 的矿山生产规模计算，从 2007 年 1 月算起，龙首矿富矿的计算服务年限为 21.2a。按设计确定的生产规模，即在西采区开采 1220m 水平以上矿体时，矿山总的生产规模为 132 万 t/a，在西采区开采 1220m 水平以下矿体时，矿山总的生产规模为 99 万 t/a，经排产后龙首矿富矿的生产年限为 26a，其中：132 万 t/a 达产 11a，99 万 t/a 达产 12a，减产 3a。

4.6　开拓运输系统

4.6.1　岩体移动范围

在圈定矿山开采的岩石移动范围和崩落范围时，往往采用类比法，即参照矿体赋存特点、围岩条件和采矿方法相类似的矿山岩体移动资料来确定矿山的岩石移动范围和崩落范围。

4.6.2 中段高度

中段高度是根据矿体的赋存状态、采用的采矿方法，以方便开采、减少投入、提高产出为原则确定的。

本矿东采区 1220m 水平以下，现有 4 行盲竖井已按 60m 的中段高度划分出 1220m、1160m，1100m，1040m，980m，20m，850m（仅此中段为 70m 段高）等中段，设计认为，60m 的段高基本适应于矿区东西采区矿体的赋存状态、倾角、厚度和确定的下向进路胶结充填采矿法，不宜轻易改动，故本次设计仍将中段高度确定为 60 m，设置中段不变，仍为 1220m，1160m，1100m，1040m，980m，920m，850m。

4.6.3　开拓方案的选择

4.6.3.1　竖井位置的确定

原可行性研究设计虽然推荐优点较多的 1 行下盘井位方案，但考虑到此方案可能受到 F_1 大断裂的威胁，因此认为有必要在 1220m 中段新 2 #竖井车场尽头掘一平巷至 1 行下盘井位方案处，以井下工程钻的方式对 F_1 大断裂进行勘察工作，以查明其存在且工程地质条件很差，否则优点最为明显的 1 行下盘井位方案成立。

经过地质勘察，已探查到 F_1 大断裂的存在，并证实连钻孔也难以穿越其断裂，原可行性研究推荐的 1 行下盘井位方案和其它所有的下盘井位方案均难以避开 F_1 大断裂，不能成立。

根据公司要求及矿区地表采矿工业场地的建设现状和矿体赋存位置，本设计考虑了近十个上盘井位方案并选择其中的二个方案，即 I 10 行上盘井位方案和 II 6 行上盘井位方案进行详细技术经济比较。

I 方案：竖井位置设在矿体上盘、I 10 行勘探线附近，开采岩石移动带以

外，北距新 1#竖井约 1070m，初定坐标为 X=7492；Y=6026；Z=1826m（井口）。矿石由混合井提至 1703m 水平后，先经 1703 平硐（长约 780m），再经 1#竖井现有矿石运输线路运到矿石堆场，井下、井上矿石平均运距共约 2400m。该方案通风系统采用的是 I 10 行混合井、新 2#竖井、盲罐笼井进风，由西向东经中段平巷、采场通风天井进入采场，污风经采场通风天井排出后，再由东向西，经 1160m 中段回风平巷、9 行中段回风井、8 行盲竖井和回风斜井回风的多风机多级机站通风系统。

II方案：竖井位置选择在矿体上盘、II6 行勘探线附近，开采岩石移动带以外，北东距新 1#竖井约 1300m，初定坐标为 X=6823；Y=6566；Z=1820m（井口）。矿石由混合井提至 1703m 水平后，经 1703 平硐直接运到现有矿石堆场，井下、井上矿石平均运距共约 2950m。该方案通风系统采用的是II6 行混合井、新 2#竖井、盲罐笼井进风，9 行中段回风井、8 行盲竖井和回风斜井回风，就东采区而言为对角抽出式通风系统。

上述两个井位方案的技术经济比较详见表 4.7。

表 4.7　井位方案可比总工程比较表

序号	项目名称	I 方案：II0 行上盘		II 方案：II6 行上盘		差值 II−I	
		工程量 (m/m^3)	投资 (万元)	工程量 (m/m^3)	投资 (万元)	工程量 (m/m^3)	投资 (万元)
一	井巷工程	6016/75371	4480.65	9341/113398	6562	3325/38027	2081.62
1	中段平巷	5002/50003	2832.07	7647/75840	4297	2645/25837	1465.80
(1)	溜破系统回风平巷	523/3174	214.15	828/5025	339.		
(2)	1220 m 中段	711/7387	412.96	1045/10852	607.		
(3)	1160 m 中段	625/6491	362.87	930/9658	54.9		
(4)	1100 m 中段	610/6335	354.15	1008/10468	585.		
(5)	1040 m 中段	610/6335	354.15	1004/10427	583.		
(6)	980 m 中段	632/6563	366.90	980/10177	569.		
(7)	920 m 中段	658/6833	381.99	953/9897	553.		
(8)	850 m 中段	663/6885	384.90	899/9336	522.		
2	井筒、平硐、盲井	1014/25368	1648.58	1694/37558	2264	680/12190	615.82
(1)	混合井井筒	123/5579	402.08	117/5307	383.		

(2)	1703 平硐	768/15852	815.30	1460/30134	1550		
(3)	1703 溜井	123/2226	349.17	117/2117	332.		
(4)	1703 老平硐扩邦	/1711	82.03				
二	总图		436.69		322.		−114.53
1	井口场地平基						
(1)	挖方（次坚石+坚石）	32942+76866	227.18	34337+80119	237.	1395+3253	
(2)	填方	99898	74.02	35460	26.28	−64438	
2	道路						
(1)	挖方	/8002	11.79	/15964	23.5		
(2)	填方	/33526	59.70	/8214	14.6		
(3)	路面	1652/9929 m^2	64.0	540/3246 m^2	20.9		
三	铺轨架线		357.63		504.11		146.48
1	坑内铺轨架线	6015/	299.46	9739/	485.		
2	地表铺窄轨铁路						
(1)	挖方 (次坚石)	/13973	13.50	/1561	1.51		
(2)	填方	/2620	1.84	/2208	1.55		
(3)	地表铺轨架线	989×2/	42.83	374×2/	16.2		
四	供配电		232.40		2721		40.02
	总计		5507.37		76601		2153.59
五	优　点	1.井巷掘砌工程量较少，投资较省； 2.井口场地视野开阔； 3.井口场地离龙首矿公路较近，运距较短，管理方便； 5.有利于贫矿开采工程施工。		1.井口场地宽敞，有较大发展余地； 2.与原有地表堆场连接简易方便； 3.地表公路连接方便； 4.通风条件好，风流顺畅，通风管理简单。			
	缺　点	1.进风井与回风井相距太近，通风条件较差，风流易短路，通风管理较困难，风流反向，风路较长，阻力较大，能耗较高。		1.井巷掘砌工程量较大，投资较高； 2.井口场地离龙首矿都较远，运距较长，管理不便。			

I 方案的可比井巷工程总量为 75371m^3，可比工程总投资 5507.37 万元。该方案井巷掘砌工程量较少，投资较省；井口场地视野开阔；井口场地至龙首矿公路较近，公路运输无需经过二矿区，管理方便；混合井岩石以花岗片麻岩为主，工程地质条件相对较好。但该方案进风井与回风井相距太近，通风条件较差，风

流反向，风流易短路，通风管理困难，风路较长，阻力较大，能耗较高，每年比Ⅱ方案多耗电约 90 万度。

Ⅱ方案的可比井巷工程总量为 113398 m^3，可比工程总投资为 7660.96 万元。该方案井口场地宽敞，有较大发展余地；与原有地表堆场连接简易方便；地表公路连接方便；通风条件好，风流顺畅，通风管理简单，但该方案井巷掘砌工程量太大，投资太高；井口场地离龙首矿部较远，公路运输需经过二矿区，运距较长，不便管理。

经技术经济比较，Ⅰ方案虽然存在进风井与回风井相距太近，通风条件较差，风流易短路，风流反向，通风管理较困难，风路较长，阻力较大，能耗较高，但只要切实加强通风管理并采取必要的通风措施其通风问题也不是完全不能解决，更主要的是其可比井巷工程总量比Ⅱ方案少 38027m^3，可比工程总投资比Ⅱ方案少 2081.62 万元，井巷工程量少，投资省，且井口场地公路距龙首矿矿部较近，Ⅰ方案应为上盘井位最佳方案，故设计推荐Ⅰ方案，即Ⅰ10 行上盘井位方案。

4.6.3.2　开拓方案的选择

根据龙首矿的生产现状、地表地形条件及建、构筑物分布情况、矿体赋存状况、所使用的采矿方法和 1220m 水平以下 4000t/d 的设计生产规模，设计同时考虑了多个开拓方案并选择了下列四个主要方案进行计算、论证和比较：

Ⅰ方案：混合井方案

混合井设在矿体上盘、Ⅰ10 行勘探线附近，开采岩石移动带以外，北距新 1#竖井约 1070m，初定坐标为 X=7492、Y=6026、Z=1826m（井口）。混合井从地表一直掘至 750m 水平，在最低生产中段 850m 以下分别设有 820m 破碎水平、790m 皮带道装载水平、750m 粉矿回收水平。井底的粉矿由 0.7m^3 矿车装载后，由设置在混合井旁的粉矿回收系统的电梯井提至 820m 中段，倒入破碎硐室的下部矿仓。

混合井净径Φ6.7m，井内设置两套提升系统，一套提升系统的提升容器为 7m^3 四绳底卸式双箕斗，其卷扬机为 JKD-3.25×4 型多绳塔式提升机，配用 ZD 型直流电动机，功率为 1600kw，电压 800v，主要担负将井下矿石从 790m 皮带

道装载水平提升至1703m水平的任务，矿石在1703m平硐经过转载后用电机车运至原有堆场存放。

另一套提升系统的提升容器为4000×1450mm四绳双层罐笼带平衡锤，卷扬机也为JKD-3.25×4型多绳塔式提升机，配用ZD型直流电动机，功率1000kw，电压660V，主要担负全部井下人员、材料、设备和废石的提升任务。

II方案：主、副井方案

主井地表位置同I方案，从地表掘至750m水平，在最低生产中段850m以下各中段的设置同I方案，但不设粉矿回收电梯井系统，粉矿在750m水平由副井提出。主井净径Φ5.0m，井内设置一套提升系统，提升容器为7m^{3}四绳底卸式双箕斗，其卷扬机为JKD-3.25×4型多绳塔式提升机，配用ZD型直流电动机，功率1600kw，电压800V，担负井下矿石的提升任务，矿石提至1703m水平后经转载后用电机车运往原有堆场存放。

副井位于主井东南方向约100m，从地表掘至725m水平，在1220m、1160m、1100m、1040m、980m、920m、850m等中段设双面马头门，820 m、790 m、750 m水平设单面马头门加稳罐设施。副井净径Φ5.2m，井内设置一套提升系统，提升容器为4000×1450mm四绳双层罐笼带平衡锤，卷扬机为JKD-3.25×4型多绳塔式提升机，配用ZD型直流电动机，功率1000kw，电压660V，主要担负全部井下人员、材料、设备和废石的提升任务。

III方案：组合井方案

组合井地表位置同I方案，从地表掘至750m水平，各个中段、井底粉矿回收系统及1703m平硐的设置全同I方案。

组合井净径Φ6.3m，只设置一套提升系统，提升容器为互为配重的4000×1450mm六绳双层罐笼和17m^{3}六绳底卸式单箕斗，其卷扬机为JKD-4.5×6(III)E型多绳塔式提升机，配用TBP4300-30/3350同步电动机，功率3500kw。箕斗担负井下矿石的提升，矿石在1703m平硐经过转载后由电机车运至原有堆场存放。罐笼担负井下人员、废石、材料和设备的提升。

IV方案：盲箕斗井方案

盲箕斗井井位于4行盲罐笼井东边1行勘探线附近，初定坐标为X=7492、Y=6956、Z=1220m；盲箕斗井拟从1220m水平掘至750m水平，提升硐室及辅助硐室均设在1280m中段，导向轮硐室、拉紧平台、卸矿平台、绳道、矿仓等设施布置在1280~1220m盲井塔内，最低生产中段850m以下各中段的设置及粉矿回收系统全同Ⅰ方案。

盲箕斗井净径Φ4.8m，井内设置一套提升系统，提升容器为4m^{3}四绳底卸式双箕斗，卷扬机为JKM-2.25×4（Ⅰ）E型多绳提升机，配用ZD型直流电动机，功率850kw，主要担负1220m水平以下各中段矿石的提升任务，矿石提升至1220m中段后，用矿车转运至新1#箕斗井接力提至地表。人员、材料、设备及废石仍须通过4行盲罐笼井提升，在1220m中段倒运至新2#罐笼井提至地表。

Ⅰ，Ⅱ，Ⅲ，Ⅳ方案的竖井断面配置详见插图1、插图2。

详细技术经济比较见表4.8。

从表中可以看出，Ⅳ方案虽然工程量最少，投资最省，但Ⅳ方案仅能满足4000t/d的矿石提升要求，缺乏富余能力，主、副提升仍然依靠老系统接力提升完成，管理复杂，不能解决开采深部矿体时的通风排热问题，同时对将来的贫矿开采毫无帮助，不是理想的开拓方案，虽然投资最省，但设计不予推荐。

Ⅲ方案虽能解决深部通风排热问题，也能完成4000t/d规模的生产提升任务，但提升系统的配置使其提升能力已达极限，且主、副提升相互制约，难以协调，管理复杂、困难，设计也不予推荐

Ⅱ方案能较好地完成4000t/d规模的生产提升任务，主、副提升互不干挠，管理方便，便于相互调节，且通风条件好；但Ⅱ方案需掘主、副二条井，建设主井、副井二座井塔，井下工程量最大，投资最多，而且基建时间要长于其他三个方案，因而设计也不推荐。

鉴于Ⅰ方案混合井的提升能力较大，所有副提升的工作量全部可完成，主、副提升顺畅，管理方便，能满足4000t/d生产规模的提升能力，老系统基本可以让给将来的贫矿开采，而且混合井除箕斗间外可兼作进风井，能较好地解决深部矿体开采时的通风排热问题。考虑到金川公司目前自有矿山原料缺口较大，为了

表 4.8　开拓方案比较表

序号	项目名称	Ⅰ方案：混合井方案			Ⅱ方案：主、副井方案			Ⅲ方案：组合井方案			Ⅳ方案：盲箕斗井方案		
		工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量	
			工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^3）	投资（万元）
一	井巷工程		156214	10772.10		171022	11650.63		151217	10519.36		89919	5952.43
1	竖井井筒与马头门	净Φ=6.7m，H=1826m～750m	54669	4558.68	主井净Φ=5.0m，H=1826m～750m 副井净Φ=5.2m，H=1826m～725m	65667	5358.45	净Φ=6.3m，H=1826m～750m	49672	4405.59	净Φ=4.8m，H=1220m～750m	11591	1044.47
2	盲井卷扬系统		0	0		0	0		0	0	卷扬系统设在1280m中段，包括主机硐室、矿仓、大件道，1220m以上井筒、配电室等	12181	969.61
3	1703m平硐装矿转载系统	车场、矿仓、放矿硐室、平硐等	25120	1606.69	同Ⅰ方案	26368	1686.52	同Ⅰ方案	25120	1606.69	利用已有运输系统	0	0
4	竖井车场	1100m～850m中段共5个车场（单双轨车场、变断面、车场绕道与辅助硐室）	44730	2645.42	1100m～850m中段共5个副井、罐井车场（单双轨车场、变断面、辅助硐室）	50485	2985.78	同Ⅰ方案	44730	2645.42	箕斗井1220m、1100m～850m中段共6个车场 罐笼井1100m～920m中段共4个车场	53910	3188.35

序号	项目名称	Ⅰ方案：混合井方案			Ⅱ方案：主、副井方案			Ⅲ方案：组合井方案			Ⅳ方案：盲箕斗井方案		
		工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量	
			工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^3）	投资（万元）
5	750m水平粉矿回收系统	750m水平车场、平巷、粉矿回收硐室、井底泵房系统、粉矿回收电梯井与提升硐室	4172	330.16	750m水平单双轨车场、粉矿回收硐室、回风井联络道、井底泵房硐室	1716	129.10	同Ⅰ方案	4172	330.16	电梯井与提升硐室、850m大件道、750m单双轨车场、粉矿回收硐室、井底水泵系统	3477	261.59
6	溜破回风系统	1280m～750m溜破系统回风专用井、回风专用平巷、通风机硐室	5716	336.61	同Ⅰ方案	5716	336.61	同Ⅰ方案	5716	336.61	1220m～750m溜破系统回风专用井、回风联络道、通风机硐室	2080	122.49
7	石门	1100～850m中段共5个石门	21807	1194.54	1100～850m中段共5个石门	21070	1154.17	同Ⅰ方案	21807	1194.54	盲箕斗井石门、4行罐笼井未掘石门	6680	365.92

序号	项目名称	Ⅰ方案：混合井方案			Ⅱ方案：主、副井方案			Ⅲ方案：组合井方案			Ⅳ方案：盲箕斗井方案		
		工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量	
			工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^3）	投资（万元）
二	提升设备	主提升：JKM3.25×4多绳提升机，7m^3双箕斗，ZD型直流电动机(1600kw)，50t桥式起重机，Φ32mm首绳，Φ50.5mm尾绳，振动放矿机、皮带、钢结构等 付提升：JKM3.25×4多绳提升机，4000×1450mm双层罐笼+平衡锤，ZD型直流电动机(1000kw)，Φ32mm首绳，Φ50.5mm尾绳，马头门设备，钢结构等 粉矿回收：H20-XPM载货电梯、JTD-560型电机(19kw)、Φ16mm×5钢丝绳		1586.93	主井提升：JKM3.25×4多绳提升机，7m^3双箕斗，ZD型直流电动机(1600kw)，50t桥式起重机，Φ32mm首绳，Φ50.5mm尾绳，振动放矿机、皮带、钢结构等； 副井提升：JKM3.25×4多绳提升机，4000×1450mm双层罐笼+平衡锤，ZD型直流电动机(1000kw)，50t桥式起重机，Φ32mm首绳，Φ50.5mm尾绳，马头门设备，钢结构等 无粉矿回收提升设备		1679.75	提升机为JKM4.5×6多绳提升机，17m^3单箕斗+4000×1450mm双层罐笼，TBP4300-30/3350同步电动机(3500kw)，50t桥式起重机，Φ44mm首绳，Φ58mm尾绳，振动放矿机、皮带，钢结构、密封绳、马头门设备等 粉矿回收：H20-XPM载货电梯、JTD-560型电机(19kw)、Φ16mm×5钢丝绳		1187.99	主提升：JKM2.25×4(Ⅰ)E型多绳提升机，4m^3双箕斗，ZDU-153-1B直流电动机(850kw)，10t桥式起重机，Φ22mm首绳，Φ33.5mm尾绳，钢结构、Φ42mm钢绳罐道，拉紧装置、振动放矿机、皮带等； 粉矿回收：H20-XPM载货电梯、JTD-560型电机(19kw)、Φ16mm×5钢丝绳		426.27
三	转运设备	1703m平硐：14t电机车，2.7m^3侧卸式矿车		316.60	同Ⅰ方案		316.60	同Ⅰ方案		316.60	1220m中段转运：7t电机车2台，2.3m^3固定矿车20辆，振动放矿机等。		58.38

序号	项目名称	Ⅰ方案：混合井方案			Ⅱ方案：主、副井方案			Ⅲ方案：组合井方案			Ⅳ方案：盲筑斗井方案		
		工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量	
			工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^3）	投资（万元）
											1703m平硐转运仍用原有系统		
四	供电	井口高压输电线路及配电室、井口高低压网络、提升机房6kv配电、井下供电		763.27	井口高压输电线路及配电室、井口高低压网络、主、副提升机房6kv配电、井下供电		827.18	井口高压输电线路及配电室、井口高低压网络、提升机房6kv配电、井下供电		681.32	1280m水平提升机硐室6kv配电、高压电缆，井下供电		351.39
五	电控	提升机控制软硬件费，主副提升均采用直流电动传动.		740.0	提升机控制软硬件费，主、副提升均采用直流电动传动		777.0	提升机控制软硬件费，提升机采用直流电动传动		550.0	提升机控制软硬件费，提升机采用直流电动传动.		369.80
六	井塔	混合井井塔：人工挖孔桩、井塔电梯间及电梯、		511.05	主井井塔和副井井塔均采用人工挖孔桩、设置井塔电梯间及电梯、		761.46	组合井井塔：人工挖孔桩、井塔电梯间及电梯、		449.57	无	0	0
七	地表总图	井口平场土石方、矿区公路、窄轨铁路、隧道扩建、物料场、运输设备及网络.		1005.60	主井副井平场土石方、矿区公路、窄轨铁路、隧道扩建、物料场、运输设备及网络.		1158.88	组合井平场土石方、矿区公路、窄轨铁路、隧道扩建、物料场、运输设备及网络		1005.60	无	0	0
八	井下铺轨架线	1703m平硐、1100~850m中段车场与石门、750m中段粉矿回收单、双轨	双1720m单4960m	473.20	1703m平硐、1100~850m中段车场与石门、750m中段粉矿回收单、双轨	双2020m单5260m	491.62	同Ⅰ方案	双1720m单4960m	473.20	1280大件道、1220m~850m中段主副提升车场与石门、750m中段粉矿回收单、双轨段	双1360m单4300m	398.98

序号	项目名称		Ⅰ方案：混合井方案			Ⅱ方案：主、副井方案			Ⅲ方案：组合井方案			Ⅳ方案：箕斗井方案		
			工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量		工程内容	可比工程量	
				工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^3）	投资（万元）		工程量（m^2）	投资（万元）
			段			段								
九	可比工程量与可比投资合计			156214	16168.75		171022	17663.12		151217	15183.64		89919	7557.25
十	优缺点	优点	1. 提升能力较大、顺畅，能满足4000t/d规模的提升能力；所有副提升的工作量可全部完成。 2. 通风好，可较好地解决深部通风问题。 3. 老系统基本上闲置，可留给将来贫矿开采使用。			1. 矿石提升能力大，能很好地满足4000t/d规模的主、副提升能力，且管理简单。 2. 通风好、顺畅，且风质好，可较好地解决深部通风问题。 3. 老系统基本上闲置，可留给将来贫矿开采使用。			1. 只能基本满足4000t/d规模的主、副提升能力； 2. 通风好，可较好地解决深部通风问题； 3. 工程量与投资较Ⅰ方案略少。			1. 工程量最少，投资最省。 2. 可避开F1断层。		
		缺点	1. 工程量较大，投资较高。 2. 管理比较复杂。			1. 工程量最大，投资最高。 2. 基建时间较（Ⅰ）方案长。			1. 主副提升相互制约，难以协调，管理复杂。 2. 提升能力再难以调节和提高。			1. 主、副提升完全依靠老系统，如同时开采贫矿，则需另掘主副提升井； 2. 箕斗井不能进风，深部通风条件得不到改善。 3. 主副提升均需经过1220m中段的倒运，不仅经营成本增加，也增加了生产管理的复杂性； 4. 主机硐室较大，掘进支护困难，维修也困难。		

实现金川公司“做大做强”的宏伟目标，必须尽量加快龙首矿西部贫矿的开采，因此无论考虑何方案均需照顾到西部贫矿的开采问题，故本设计推荐I方案，采用明混合井方案进行设计，提升能力设计规模为4000t/d。

4.6.4 推荐的开拓运输方案简述

混合井位于矿体上盘、岩石移动带以外、Ⅰ10行勘探线附近，北距新1#竖井约1070m，初定坐标为X=7492、Y=6026、Z=1826m（井口）。

混合井净径Φ6.7m，从地表一直掘至750m水平，分别在1703m、1220m、1160m、1100m、1040m、980m、920m、850m、820m、790m中段设有双面马头门，750m水平不设马头门。其中1703m中段为矿石转运中段，1220m、1160m、1100m、1040m、980m、920m、850m中段为正常生产中段，在最低生产中段850m以下分别设有820m破碎水平、790m皮带道装载水平、750m粉矿回收水平。

混合井采用钢丝绳罐道，井内装有两套提升系统。主提升机为JKD-3.25×4型多绳提升机、配用ZD型直流电动机，功率1600kw，电压800V，提升容器为7m^{3}双箕斗，专门用于提升矿石。各生产中段的矿石装入2.7m^{3}侧卸式矿车后，由10t电机车牵引卸入设置在混合井旁的二条主溜井内，经980m和850m中段的两段转载溜至820m中段破碎硐室的上部矿仓，通过PA75106低矮型破碎机破碎后经820m中段破碎硐室的下部矿仓溜至790m皮带道装载水平，经振动放矿机装入皮带，再通过分配小车进入计量装置，计量后装入7m^{3}箕斗，由主提升机提至地表，再通过1703m平硐上部的转载系统的溜槽和矿仓溜至1703m平硐，经振动放矿机装入2.7m^{3}侧卸式矿车，由14t电机车牵引至地表原有堆场卸矿堆存，再由准轨机车转运至二选厂。

箕斗装载时的粉矿落至750m水平后经振动放矿机装入0.7m^{3}翻转式矿车，由设置在混合井旁的粉矿回收系统的电梯井提至820m中段，倒入破碎硐室的下部矿仓。电梯井提升硐室设在850m中段上部，里面安装一台H20-XPM载货电梯，配用JTD-560型电机(19kw、380V)、Φ16mm×5钢丝绳。

副提升机也为JKD-3.25×4型多绳提升机、配用ZD型直流电动机，功率1000kw，电压660V，提升容器为4000×1450mm双层罐笼带平衡锤，专门用于

提升井下废石、人员、材料、设备等。各生产中段的废石也装入 2.7m³ 侧卸式矿车内，编组后由 10t 电机车牵引至混合井副提升车场，由双层罐笼提至地表，再用电机车牵引至地表新建废石场堆放。

这样配置后的混合井能完成龙首矿东、西采区 4000t/d 生产规模的全部主、副提升任务。

4.7　矿山通风系统

4.7.1　通风系统现状

龙首矿现有主通风系统为两翼进风中央回风的对角式通风系统，通风方式主要为地面主扇集中抽出式通风方式和井下多机站辅助通风。溜破系统少量污风从新 1 号箕斗井回风。

现有通风系统的主要进风井巷有主斜坡道（硐口标高为 1574m）、新 2#罐笼井（井口标高为 1729m），主要回风井巷有通风斜井（井口标高为 1681m）、盲通风斜井、东采区和西采区阶段风井、新 1#箕斗井（平硐口标高为 1703m）。

通风斜井从 1460m～地表 1681m，倾角 30°，净断面为 9.88m²，主扇安装在通风斜井井口，2 台并联，型号为 DK45-6-No.19 轴流式风机，电机功率 4×200 kW。

目前矿山采用下向进路胶结充填采矿方法，西采区采场出矿采用 2m³ 铲运机，东采区采场出矿采用电耙，东、西两采区开采标高相差两个中段。西采区主要进、回风线路为：斜坡道、新 2 号井进风，通风斜井、1400～1340 盲通风斜井以及下部逐段顺延的 20 行～22 行阶段风井回风。东区主要进、回风线路为：新 2#井进风，通风斜井、8 行 1460～1280 盲通风井以及下部逐段顺延的 10 行阶段风井回风。由于东采区通风线路长，通风阻力大，而导致东西采区通风阻力不平衡。为解决东西采区通风阻力不平衡问题，在东采区 1280m 风桥处安设 K45-6-No.14 辅扇进行辅助通风，电机功率 45kW。

为解决溜破系统通风问题，在 1220m 新 1#井联络道安设 FZ40-11-No.14 辅扇进行辅助通风，电机功率 22kW。

另外，斜坡道与新 2#井井口标高相差 155m，而且冬季斜坡道入风未进行预

热，造成进风系统冬季自然风压较大，为使进风系统阻力平衡，在斜坡道口设风幕进行调节，以阻止斜坡道冬季大量进风。风幕选用风机为 K45-6-No.13，4 台并联，每台电机功率 30kW。龙首矿现有通风系统装机地点及装机功率见表 4.9。

表4.9 龙首矿现有通风系统装机地点及装机功率一览表

序号	装机地点	风机型号	数量	电机功率（kW）	备　注
1	通风斜井井口	DK45-6-No.19	2	200×2×2	2台风机并联，每台风机2台电机
2	1280风桥	K45-6- No.14	1	45	
3	1220新1号井联络道	FZ40-11- No.14	1	22	
4	斜坡道硐口	K45-6- No.13	4	30	风幕，4台风机并联

现有通风系统存在的问题：850m 水泵房通风困难；进、回风系统能力不匹配，可能导致回风系统超风速现象发生，如进风系统断面为 42.1m^2，而回风系统断面仅为 9.88m^2，前者为后者的 4.26 倍。

4.7.2　通风方式和通风系统选择

4.7.2.1　通风方式

根据龙首矿现有进回风井巷、中段布置的特点以及通风斜井现有通风方式，以尽量利用现有进、回风井巷及通风设备为原则，确定仍采用抽出式通风。

4.7.2.2　通风系统方案选择及简述

龙首矿采用下向进路胶结充填采矿方法，单中段生产，通风系统较为简单。本次设计内容实际上为矿山深部接替工程，矿山总的生产规模并未扩大，采矿方法、开拓方式均与上部相同，只是在矿体上盘，10 行勘探线附近从地表 1286m 标高新掘一混合井至 750m 水平，另外在深部增加一套溜破、计量装载和井底粉矿回收系统。因此本次设计实际为现有通风系统能力校核和完善，并解决东采区及深部溜破系统通风问题。龙首矿现有通风系统的进、回风系统能力不匹配，但因贫矿开采在即，通风系统大的改造可在贫矿开采时统一考虑，故本次设计基本维持矿山现有通风系统不变，仅对东采区通风设施进行改造。

新 1#井溜破系统和西采区通风维持现有系统不变。

东采区通风方案为新鲜风流由新 2#井、混合井进入井下后，经中段石门、沿

脉运输平巷、穿脉，进入采场人行通风天井，清洗分层道和进路后，污浊风流通过设于采场另一端通风天井、回风平巷、阶段回风井、1280m 中段风桥、8 行盲通风井、回风斜井排出地表。

混合井溜破系统设有专用回风道，在 1160m 中段至 750m 井底粉矿回收中段掘一溜破系统专用回风井，另掘一溜破系统专用回风巷与总的回风系统贯通，使深部溜破系统污风随采区污风排出地表。

4.7.3　矿井总风量确定

4.7.3.1　采掘工作面风量确定

(1)回采工作面风量的确定

按最低排尘风速计算回采工作面的风量：

大进路：　　$Q=V\times S=0.25\times 22.5=5.6$（$m^3/s$）；

小进路：　　$Q=V\times S=0.25\times 16.0=4.0$（$m^3/s$）；

按排尘风量计算回采工作面的风量：

中型电耙道：　$Q=3$（m^3/s）；

按柴油设备计算回采工作面的风量：

大进路：　　$Q=85\times 4.08 / 60=5.8$（m^3/s）；

按上述计算的风量取大值考虑，则回采工作面风量为：

大进路：　　$Q=5.8$（m^3/s）；

小进路：　　$Q= 4.0$（m^3/s）；

(2)掘进工作面风量的确定

按最低排尘风速计算掘进工作面的风量：

沿脉：$Q=V\times S=0.25\times 9.82=2.5$（$m^3/s$）；

穿脉：$Q=V\times S=0.25\times 9.27=2.3$（$m^3/s$）；

分层道：$Q=V\times S=0.25\times 6.25=1.6$（$m^3/s$）；

天井：$Q=V\times S=0.25\times 6.15=1.5$（$m^3/s$）；

按排烟风量计算掘进工作面的风量：

沿脉：$Q=19\times (A\times Ia\times S)^{1/2} / T=2.1$（$m^3/s$）；

式中：A-每次爆破炸药消耗量，进尺按2m，炸药单耗按2kg，断面按9.82m^2；

T-爆破后通风时间，s；取1800s；

La-炮烟充斥长度，m；取100m；

穿脉：Q=19×（A×la×S）$^{1/2}$ / T=1.6（m^3/s）；

除断面按9.27m^2、长70m外，其余参数同上。

分层道：Q=19×（A×la×S）$^{1/2}$ / T=1.1（m^3/s）；

除断面按6.25m^2、长70m外，其余参数同上。

天井：Q=19×（A×la×S）$^{1/2}$ / T=0.99（m^3/s）；

除断面按6.15m^2、长58m外，其余参数同上。

按上述计算的风量取大值考虑，则掘进工作面风量为：

沿脉：　　Q=2.5（m^3/s）；

穿脉：　　Q= 2.3（m^3/s）；

分层道：　Q= 1.6（m^3/s）；

天井：　　Q= 1.5（m^3/s）；

因为大量的掘进工作为分层道和天井，加权平均掘进工作面风量为 Q= 2（m^3/s）

4.7.3.2　采掘工作面需风量计算

(1)采掘工作面数量

根据产量安排，西采区生产能力按2000t/d，回采工作面10个，掘进工作面4个；东采区深部生产能力按2000t/d，回采工作面11个，掘进工作面6个。；

(2)采掘工作面需风量计算

采掘工作面风量计算详见表4.10。

4.7.3.3　辅助工作面风量确定

辅助工作面主要考虑安全规程规定需要单独回风（如炸药库）和用风点污染较大需要用新鲜风稀释（装、卸矿点）的工作面以及产生大量热量的工作面。辅助工作面风量计算详见表4.10。

表4.10　风量计算表

序号	工作面	东区			西区			需风量小计（m^3/s）
		工作面个数（个）	单位需风量（m^3/s）	需风量（m^3/s）	工作面个数（个）	单位需风量（m^3/s）	需风量（m^3/s）	
一、	回采工作面	7	4.0	28.00	6	5.8	34.80	62.80
二、	回采工作面	4	2.0	8.00	4	2.0	8.00	16.00
三、	备采工作面	2	2.0	4.00	2	2.0	4.00	8.00
四、	掘进工作面	6	2.0	12.00	4	2.0	8.00	20.00
五、	辅助工作面	11		29.50	3		4.00	33.5
1	盲竖井卷扬机硐室	1	1.5	1.50				
2	1191、820破碎站	2	7.0	14.00				
3	1171、790皮带道	2	2.0	4.00				
4	1126、750粉矿回收	2	2.0	4.00				
5	1220、850水泵房	2	1.5	3.00				
6	炸药库				1	1.0	1.00	
7	同时装卸矿点	2	1.5	3.00	2	1.5	3.00	
	需风量小计	30		81.50	19		58.80	140.30
	矿井总风量			94.13			67.91	162.04

4.7.3.4　矿井总风量确定

矿井总风量由采掘工作面风量和辅助工作面风量组成。另考虑外部漏风系数1.1和内部漏风系数1.05，因此计算的矿井总风量为：

$Q=140.30\times1.1\times1.05=162.04m^3/s$；

4.7.4　矿井通风阻力计算

4.7.4.1 风量分配及参数选择原则

根据龙首矿现有井巷参数及支护型式，并参照类似矿井通风系统改造设计中的实际经验进行网络解算参数的选取，以力求切合龙首矿通风系统的实际情况，最大限度的使网络与风机能力进行匹配，提高通风效率，降低通风能耗。风量分配及参数选择原则如下：

(1)工作面按需给风；

(2)巷道断面及长度按实际或设计断面及长度选取；

(3)省略了部分过风量小，对网络解算影响不大的巷道，将整个通风系统简化为237条巷道，195个节点的网络；

(4)不单独考虑各漏风点的漏风量及自然风压，而在总风量分配及风机参数选择时统一调整；

4.7.4.2　通风系统进回风系统的自然风压计算

由于金川公司龙首矿地处西北寒冷地区，且进、回风系统各井口标高相差较大，自然风压相差悬殊，因此有必要摸清通风网络的自然风压情况，设计首先进行了通风系统进回风井巷的自然风压计算，其解算结果可作为最终网络计算的参考依据。

进回风井巷的自然风压计算详见表4.11。

从表4.11中可以看出，夏季进风系统自然风压相差不大，而冬季相差悬殊，在1100m中段冬季自然风压达788.62Pa，因此必须在斜坡道设风幕，阻止斜坡道冬季大量进风，以便平衡进风系统进风能力。进、回风系统夏季自然风压在1100m中段为243.81Pa，通风阻力计算时按250Pa考虑。另外，从表中还可以看出，夏季自然风压为阻力，冬季为动力。

表4.11　进回风井巷的自然风压计算表

计算内容及线路	夏季自然风压/Pa	冬季自然风压/Pa
斜坡道与回风井在1220m中段	-228.96	556.21
斜坡道与新2号井在1220m中段	-44.16	489.70
新2号井与回风井在1220m中段	-184.70	76.84
斜坡道与回风井在1100m中段	-243.81	709.61
斜坡道与混合井在1100m中段	-34.69	788.62
混合井与回风井在1100m中段	-209.12	-36.5
新2号井、电梯井与新1号井在1126m中段	-217.73	174.68
混合井与新1号井、新破回风井在750m中段	-266.21	229.26

4.7.4.3　通风网络计算机解算

根据网络解算结果，通风斜井回风能力为149.41 m^3/s，新1#井回风能力为12.6 m^3/s，新2#井进风能力为92.29 m^3/s，斜坡道进风能力为32.68 m^3/s，混合井

进风能力为37.04 m^3/s，解算后装机地点和风机参数详见表4.12，原回风斜井、斜坡道入口风幕及1 220 m中段新1#井联络道风机不变。1 280风桥通风机站矿山目前正在按2台风机并联进行改造。

表4.12　装机地点和风机参数表

装机地点	风机型号	装机数	风　量	风　压	电机功率	备　　注
通风斜井井口主扇	DK45-6-No19	2	149.41	2081.4	200×2×2	2台风机并联，每台风机2台电机，不变
1280风桥	K45-6-No14	2	78.61	673.2	45×2	2台风机并联，设墙，新增1
1220m原溜破系统专用回风巷	K45-6-No11	1	12.6	155	15	设隔墙，不变
1160m中段溜破系统专用回风巷	K40-8-No22	1	14.5	225.2	15	设隔墙，新增
850转载水平	JK56-1No3.15	1	1.9	57.1	2.2	设隔墙，新增
820破碎水平	JK40-1No7	1	8	10.7	15	设隔墙，新增
790装载水平	JK58-1No4	1	2.3	10.7	5.5	设隔墙，新增
750粉矿回收平	JK58-1No4	1	2.3	11.2	5.5	设隔墙，新增

4.7.5 局部通风和防尘

为保证井下生产的安全和人员身体健康，必须采取以下局部通风、防尘和个体防护措施：采用湿式凿岩，抑制矽尘飞扬，减少工作面生产人员的直接吸尘量。

4.8　矿山排水系统

龙首矿东采区目前在1220 m中段和最低生产中段850 m水平各设有一座坑内泵站，两个泵站均装有4台D46-50×12型水泵，单台配套电机功率132 kW，通过接力排水的方式将各中段涌水通过2条Φ129 mm的管路排至地表水池用于绿化，水仓排泥采用人工清除方式。

通过计算，龙首矿深部井下的正常涌水量加上坑内采掘过程中的生产废水共计1557 m^3/d(65 m^3/h)，现有排水系统的排水能力能够将坑内积水排出。本次设计在坑内排水系统方面不需投资改造。

混合井的井底750 m水平设置水窝和排水排泥硐室，内置两台30 kW的潜

水泵，1 台工作，1 台备用，将混合井井底的涌水和井筒淋水排到 850 m 中段车场水沟后，自流至 850 m 中段的原有泵站水仓内。

4.9 充填设施

4.9.1 概述

龙首矿现有两套细砂胶结充填—管道输送充填系统，西采区为，其充填能力足以满足 4 000 t/d 规模的生产能力，生产情况良好。

4.9.2 充填工艺过程

按灰砂比 1:4，砂浆浓度 78%，砂浆流量 100 m^3/h 进行工艺参数设定，首先启动制灰浆的系统，合格灰浆经渣浆泵泵入砂浆搅拌槽后，先行用灰浆润滑系统所有钻孔和管道，充填采场见灰浆回复信号后，充填站内制砂浆系统再行启动，将合格砂浆经钻孔送往井下。采场充填预计将要结束时，目测预留 10 m^3 充填量时发出停止信号，搅拌站得到停止信号后，立即停止给灰和给砂，渣浆泵送完所剩灰浆后相继停车，用清水柱将管内余浆送至采场，采场见水即刻中止充填作业。

东采区充填搅拌站制备的充填砂浆，由地表钻孔（内衬有Φ129×26 mm 的耐磨陶瓷管）下至 1 400 m 中段，通过 1 400 m 中段水平坑道用两列Φ121×10.5 mm 的耐磨陶瓷管引至 8 行盲井，用 6 根Φ133×14 mm 的锰钢管将充填砂浆送至 1 280 m 水平，然后通过 8 行穿脉用两条Φ121×10.5 mm 的耐磨陶瓷管将其引至 10 行充填钻孔或 1 280~1 220 m 水平的回风井下至 1 220 m 中段，再通过设置在附近的 1 220~1 160 m 和 1 160~1 100 m 水平的回风井将砂浆导至 1 100 m 中段后至充填采场充填。

经计算，东采区深部的充填倍线 N 为 2.08~3.70 之间，属于充填自流运输很可靠的范畴。

但值得注意的是随着东采区向深部发展，充填高度越来越大，管路受到的浆料压力也越来越大，必须使用有效的减压措施以避免爆管事故的发生。

4.10 辅助设施

本次龙首矿深部开拓工程是矿山生产的延续工程，原有矿山生产规模已达 4000 t/d，坑内外辅助设施基本齐全，因此本次设计没有安排其他辅助设施，坑

内外辅助设施均可利用原有设施或由生产过程中自行安排。

4.11　井巷工程

4.11.1　区域工程地质概况

位于龙首山隆起边缘的金川矿区，经历了自吕梁运动以来多期构造运动作用和岩浆侵入作用，尤其是区域性深大 F_1 断裂的长期性、继承性活动，形成了以北西构造体系为主导，断裂极为发育的地质构造特征。本次推荐的竖井井位，虽尽力避开以北西向压性断裂的 F_1，F_{16} 断层，但两断层影响范围甚广，估计其地质构造特征与北西构造体相差无几，其工程地质条件极为复杂。

4.11.2　水文地质

矿区水文地质条件简单，地表基本无水，地下水补给不足，属地下水贫乏区。基岩存在裂隙水，绝大部分富水性弱，在井巷工程掘进中不存在水害。但根据二矿区新竖井施工情况表明，局部地段富水性良好，在该竖井施工中从地表深度以下 300 m 处开始出现 30 m^3/h 的涌水，pH 值为 9，对掘进与支护影响较大。因此施工本竖井时，必须准备排水及悬挂装置，一旦出现涌水，可及时排出，防止淹井。

4.11.3　井壁支护

4.11.3.1　井颈支护

井筒无表土层，井颈深度主要取决于井塔荷载强风花带地压对井颈整体稳定的影响，壁座设在 20 m 处。壁座上部支护参数如下：一次支护喷锚网支护，厚度 100 mm，二次支护钢筋混凝土支护，厚度 800 mm；壁座下部支护参数如下：一次支护喷锚网支护，厚度 100 mm，二次支护钢筋混凝土支护，厚度 600 mm。喷射混凝土的强度等级为 C25，现浇混凝土的强度等级为 C40。

井颈壁座高度 1.954 m，一次支护喷锚网支护，二次支护钢筋混凝土支护。

4.11.3.2　井筒支护

根据《有色金属矿山井巷工程设计规范》，锚杆长度应超出围岩松动范围。按照如下岩体参数计算围岩的松动半径：P=20 MPa（此值系中间值，龙首矿 1460 中段 12 行穿脉深度 240 m 处实测的最大主应力达 34.4 MPa，水平应力随深度增

加，井筒的深度达 1 076.150 m。），C=0.2 MPa，φ=38°，E=10 GPa（C，φ，E 值根据有关研究资料选取）。不考虑初喷混凝土的支护抗力，松动半径 R=10.888 m，考虑初喷混凝土的支护抗力及支护设置时岩体已发生的位移 10 mm，松动半径 R=7.569 m。按照后者算得的松动半径计算锚杆的长度为 3.8 m。据《锚杆喷射混凝土支护技术规程》，混合井的毛径已经达到 7.6 m，超过竖井毛径 5 m≤D＜7 m 的范围，根据有关资料，混合井所处的围岩大致为III，IV，V类，据此，锚杆的长度应该大于 3 m。为了便于施工，根据地压分布规律，竖井上部设计采用 2.5 m 锚杆，竖井下部采用 3.0~3.5 m 锚杆，锚杆的长度根据工程实际情况调整。二次支护为钢筋混凝土,支护厚度 350 mm。为了释放围岩压力，初期支护和后期支护的距离为 20~30 m。破碎地段采用中空注浆锚杆注浆加固围岩，最终设计支护参数根据监测结果及围岩的实际情况做出调整。监测内容包括：竖井断面收敛变形监测，锚杆应力监测，两层支护间接触应力监测。施工组织设计应为监测留有作业时间和空间。当采用钻爆法开挖时，采用光面爆破，应符合《锚杆喷射混凝土支护技术规范》之规定。喷射混凝土强度等级 C25,现浇混凝土强度等级 C40。

4.11.4　主溜井支护

溜井设置两条。根据矿山的溜井使用经验，将 250.0 m 高的溜井分成两段，第一段 1 100~980 m，溜井之间的中心线间距为 30.0 m；第二段 980~850 m，溜井之间的中心线间距为 16.8 m。在 980 m，850 m 中段设置振动放矿硐室。每个生产中段设置 2.7 m^3 矿车侧卸式卸矿硐室，按业主要求，卸矿坑不设分支溜井。高溜井分段的优点：在矿石运动过程中二次松动，不容易发生堵矿；溜井多段控制，有利于均衡生产；减少对溜井的冲击，缺点：增加设备和管理人员。

溜井段净直径 3.0 m，矿仓段净直径 5.0 m。第一次支护采用锚喷支护，厚度 80 mm，锚杆长度 1.5 m，第二次支护采用钢筋混凝土支护，厚度 350 mm（为了满足高锰钢板、钢板的安装要求）。按照通过矿量计算 980 中段以上溜井采用 155 mm 锰钢板加固，980~850 m 中段采用 20 mm 锰钢板加固，850 m 中段以下采用 30 mm 高锰钢板加固。

破碎硐室净宽 7.0 m，长度 14.0 m，直墙高 4.0 m，半圆拱。支护方式为：一次支护锚喷支护，厚度 100 mm，锚杆长度 2.5 m，必要时增加中长锚索加强一次支护。

皮带道设置于 790 m 水平，皮带受矿点与振动放矿机硐室相连，落矿点与混合井计量硐室相连。皮带道净宽 4.4 m，高度 3.6 m，支护方式同平巷双轨段的支护。

4.11.5 溜破回风井支护

溜破回风井从 750 m 水平至 1160 m 中段，净直径 2.0 m。支护方式为双层喷锚网支护，支护厚度 150 mm，锚杆长度 1.0 m，锚间距 0.75 m × 0.75 m。

设回风井目的是让整个溜破系统形成一个独立的回风系统，防止溜破系统各中段、水平的粉尘污染风源。

750 m 水平至 850 m 中段设置玻璃钢梯子间。

4.11.6 粉矿回收电梯井支护

粉矿回收电梯井从 850 m 中段至 750 m 水平，井筒净直径 4.0 m，在 750 m，790 m，820 m，850 m 设置出口。

支护方式为双层喷锚网支护，支护厚度 200mm，锚杆长度 2.5m。

4.12 基建工程量与基建进度计划

4.12.1 基建范围和基建工程量

4.12.1.1 基建范围

本次设计的主要对象是龙首矿东采区深部矿体，由混合井开拓。主要基建范围为：混合井，1 703 m 水平装矿转载系统，1 160 m 中段回风平巷，1 100 m 中段车场、石门、沿脉与穿脉，1 040 m，980 m 中段部分车场，850 m 中段车场与石门，820 m 中段部分车场和溜破系统及溜破系统专用回风井巷，790 m 中段皮带装载系统，750 m 粉矿回收系统，1 100 m 中段的采切工程。

4.12.1.2 基建工程量

基建工程量详见表 4.15。

东采区深部矿体的开采规模为 66 万 t/a，完成上述基建工程量后，东采区深部可获得开拓矿量 256 万 t，保有期 3.89 a；由于矿体较厚，单个矿块矿量较大，完成了满足开采规模所需矿块的采切工程量后，采准矿量和备采矿量均达到 166 万 t，保有期均为 2.52 a。

表 4.15　基建工程量表

序号	工程名称	长度/m	体积/m^3	锚喷混凝土/m^3	钢筋混凝土/m^3	钢筋	锚杆/根
一	开拓工程	8774.10	152820.033	13011.10	22466.56	1599.10	135631 / 1359
1	混合井及马头门	1076.0	54668.78	2848.10	9131.20	746.71	27738 / 0
2	1703m 平硐转载运输系统	1349.60	25120.42	1300.99	4843.83	131.76	12671 / 0
3	1160m 中段回风系统	645.0	3946.13	931.86	20.48	21.30	8379 / 0
4	1100m 中段车场石门沿脉穿脉	2847.10	33754.71	3665.63	3302.05	245.55	45532 /1038
5	1040m 中段车场	86.10	895.44	152.40		3.10	1377 / 0
6	980m 中段车场	76.60	796.60	135.60		2.70	1226 / 0
7	850m 中段车场、石门、沿脉	964.70	10021.73	1273.67	865.54	74.07	15754 / 321
8	820m 水平井底车场、	140.20	1505.07	241.70	14.28	5.67	2290 / 02
9	790m 水平皮带计量转载系统	243.70	3461.60	450.05	213.52	24.98	4569 / 0
10	750m 水平粉矿回收系统	306.10	4172.33	475.32	428.30	43.38	3868 / 0
11	溜破系统及专用回风井巷	1039,014477.22	14477.22	1535.78	3647.36	313.14	12227 / 0
二	1100m 中段采切工程	2098.80	13232.44	745.36	2999.37	162.68	20031 / 0
	基建工程量总计	10872.90	166052.47	13756.46	25465.93	1775.04	155662 / 1359

4.12.2 基建进度计划表

不包括施工前期准备工作，矿山基建进度计划按 2.5 a 安排，按竖井 60 m/月、双层喷射混凝土挂金属网支护的平巷 100 m/月、喷射混凝土挂金属网加钢筋混凝土支护的平巷 80 m/月、大断面硐室 400 m^3/月、天井 60 m/月的掘进速度安排工作计划。基建进度计划和逐年完成的基建井巷工程量详见附图 C1068CS2—

18。

为加速矿山建设进程、缩短建设周期，基建施工的关键点是必须抓紧混合井的施工进度，扩大平行作业范围。混合井不但要担负本身掘进出渣任务，还要担负 850 m 中段以下各水平掘进出渣任务，工作十分繁重。1 160 m，1 100 m，850 m 等主要中段和主溜井的掘进出渣任务将由盲罐笼井和新 2#井完成。因此，只有混合井在安排的时间内完成掘进任务，10 872.9 m/166 052.47 m^3 的基建工程量才能按期完成。

4.13　采掘进度计划

4.13.1　编制依据及原则

(1)金川公司提供的截止 2003 年底龙首矿 850m 水平以上保有地质储量；

(2)根据设计开采范围、设计利用储量、开采顺序，并按设计所选用的采矿方法及相应的技术经济指标进行编制；

(3)坚持采掘并举，掘进先行的方针，保持足够的三级矿量和相应的周转矿块数目，以确保矿山按期投产和投产后的正常持续稳产。

4.13.2　回采顺序说明

(1)采用从上至下的回采顺序；

(2)采用 1~2 个中段同时生产，中段下移和后期工程延伸时生产尽量做到平稳过渡；

(3)后期减产时顺序递减。

4.13.3　采掘进度计划

截止 2003 年底龙首矿 850 m 水平以上保有地质储量为 B+C+D 级矿石量 31980.6 kt，其中东采区 B+C+D 级矿石储量 16282.7 kt，中采区 B+C 级矿石储量 1626.7 kt，西采区 B+C+D 级矿石储量 14071.2 kt。

深部开拓工程于 2004 年 7 月开工，预计到 2007 年 1 月建成投产。届时预计龙首矿（富矿）保有地质储量为 B+C+D 级矿石量 28020.6 kt，其中东采区 B+C+D 级矿石储量 15490.7 kt，中采区 B+C 级矿石储量 438.7 kt，西采区 B+C+D 级矿石储量 12091.2 kt。生产年限为 26 a，其中：1320 kt/a 达产 11 a，990 kt/a 达产 12a，

减产 3 a。

本工程建成投产后，2007 年 1 月～2017 年，矿山平均每年需完成掘进工作量 8704 m，45079 m^3；2018~2029 年，矿山平均每年需完成掘进工作量 6528 m，33809 m^3。

第五章　提升运输系统

5.1 坑内运输

5.1.1 坑内运输设备选型及数量

根据设计推荐的开拓提升方案，技术改造工程完成后，东采区矿石和废石分别由新掘混合井中的箕斗与罐笼提升。1160m 中段的矿石须卸入矿石溜井，若仍采用固定式矿车，翻笼硐室工程量大，列车卸载时间长。因此矿石运输改用 2.5m^3 侧卸式矿车。废石运输仍采用 0.7m^3 固定式矿车。

1160m，1100m 中段的矿石均采用 7t 电机车牵引卸入矿石溜井，溜井内的矿石在 980m 中段、850m 中段两次转载后进入 820m 水平破碎硐室上部矿仓，经破碎后在 790m 水平由皮带运输机、分配小车、箕斗计量装置装入箕斗，最后由箕斗提升系统提到井塔矿仓。在 1703m 平窿采用振动放矿机装入 2.7m^3 侧卸式矿车，由 7t 电机车牵引卸到矿石堆场。这两个中段的废石则用 0.7m^3 固定式矿车装车后，由 3t 电机车牵引至混合井马头门，从该井的罐笼提升至 1703m 平窿，再由电机车牵引卸到现有废石堆场，或者提升到混合井 1740m 井口，再由电机车牵引卸至新建废石场。

东采区 1160m，1100m 中段矿石最大运量为 2000t/d，废石为 250t/d，最大运距为 900m，平均运距为 700m，矿石运输采用 2.5m^3 侧卸式矿车，废石运输采用 0.7m^3 固定式矿车。根据中段运量及运距，东采区投产时，1160m、1100m 中段矿石运输需两列车，废石运输需一列车，考虑到备用车辆，故深部需新增 2.5m^3 侧卸式矿车 24 辆，其中备用 8 辆。其它运输车辆和运矿石、废石用的电机车均利用原有设备。

5.1.2 运输线路

运输线路仍采用 600mm 轨距，22kg/m 钢轨。线路按重车下坡平均坡度 0.3% 敷设，线路弯道曲率半径为 12m。

5.2 提升系统

5.2.1　混合井箕斗提升系统选型计算

5.2.1.1 基础资料

(1)年提升量 A(t/a)　990000

(2)提升高度 H(m)　971

(3)矿石松散密度 γ (t/m^3)　1.8875

5.2.1.2 设备选择：

(1)提升容器选择

选择底卸式多绳箕斗，箕斗容积 V(m^3)　4.5

箕斗质量 Qj(kg)　8000

一次有效提升量 Q(kg)　7644.375

(2)钢丝绳选择

①首绳选择

提升钢丝绳直径(mm)　28.000

提升钢丝绳每米质量 ρ (kg/m)　3.230

②尾绳选择:选用绳 34×7 股(1+6)钢绳, ϕ 42mm。

尾绳根数 n　2.000

尾绳每米质量 q(kg/m)　6.913

(3)提升机选择

卷筒直径 Dj(mm)大于或等于　2800.000

故选用 JKM-2.8×4(I)E 型多绳提升机，总重 45.3t

卷筒直径 Dj(mm)　2800.000

(4)电动机选择：

选用 ZDU-174-1B 直流电动机，N=1000kw，660v，500rpm，质量 10500kg

电动机转速 n(rpm)　500.000

转动惯量 J(kgm2)　230.250

电动机功率 Ne (kw)　1000.000

5.2.2 混合井罐笼提升系统选型计算

(1)罐笼：4 号多绳单层罐笼，底板尺寸：3300×1150mm，钢绳罐道，一次

提升人员：20 个，人员质量 1.4t。矿车有效装载量 Q=2.17t。罐笼质量 Q_g=6.8t。

(2)平衡锤：多绳罐笼用平衡锤,质量 Qc=8.88t。

(3)提升机选择

卷筒直径 Dj(mm)大于或等于	2200.00

故选用 JKM2.25×4(Ⅰ)E 多绳塔式提升机，机器总质量：33.85t

卷筒直径 Dj(mm)	2250.00
电动机功率 N_e (kW)	440.00

第六章　总图运输

6.1　总体布置

本工程主要有采矿工业场地、废石场和其它辅助设施场地。

6.1.1　企业总体布置的原则

(1)贯彻节约用地的原则，合理利用土地，尽量利用现有设施，减少建（构）筑物及土石方工程量。

(2)减少运输周转，充分利用现有运输线路，以减少经营费用和工程投资。

(3)注重环境保护、以有利生产、以人为本的原则。

6.1.2　企业总体布置方案

本企业为老企业，总体布置已有格局维持不变，本设计仅增加竖井工业场地和废石场。

(1)采矿工业场地新建采矿工业场地位于矿区新 1#竖井东侧，距离约 200m，标高 1740m,紧临原有工业场地，北面是已建窄轨矿石运输线路，东北面约 250m 是矿石转运站，矿石经转运站用准轨铁路送往选矿厂。

(2)废石场按就近抛废原则，废石场沿 1740m 东侧山坡展布,并集中设置。

(3)其它公共辅助设施

其它设施主要包括供电系统、供水系统、油库及加油站、汽机修设施、炸药库。

①供电系统：从 1 矿区 26#配电室出 2 回路 6KV 电缆接入竖井内，距离约 200m；

②供水系统：从白家嘴净化站引 d300 的输送管道，加压输送至生产高位水池，再由生产、消防给水管网经新 2#井筒送至井下，井塔用水泵加压输送；

③油库及加油站、汽机修设施以及炸药库,均就近利用原有设施。

6.2　总图运输

6.2.1 总平面布置

6.2.1.1 采矿工业场地

新建采矿工业场地南侧和西侧目前矿区已有外部道路相通。位于矿区新 1# 竖井东侧距离约 200m，紧临原有工业场地，北面是已建窄轨矿石运输线路，场地主要布置有竖井和井塔，高低压配电室布置在井塔内、加压水泵房布置在原有工业场地的调度室北则,其它生产、辅助设施均利用原有设施。场地占地约 12000m^2，标高为 1740m。

主要工程量为：占用土地 12000m^2，土石方量 11400m^3，新修 4.5m 宽联络公路 229m，地表窄轨铁路 361m，场地排水沟 281m。

6.2.1.2 废石场

位于采矿工业场地东则距离约 100m，废石场总容量约 80000m^3/a，占地面积 23000m^2，最终标高 1740m。由于场地四周已有工业设施和道路，使得废石场面积扁小，本废石场仅作为生产前期的临时场地，后期废石需另选场地。

6.2.2 内、外部运输及运输线路

6.2.2.1 运输线路

矿石由井下经竖井提升至井口溜井矿仓后，经 1703m 平硐和外部已有窄轨铁路大部分送至矿石转运堆场，少部分送至一选厂，接轨点标高约为 1701m，运距约 320m，矿石在转运站装车后用准轨铁路送至选矿厂。废石由竖井提升至 1740m 地表，用电机车送至废石场运距约 110m。

矿石、废石运输共需新建 600mm 窄轨铁路 361m。线路最小平曲线半径 12m，行车速度 20km/h，采用钢筋砼轨枕，路基采用废石回填，压实密度达到 90%以上，道碴采用级配砾石道碴。

6.2.2.2 矿区道路

由于新建采矿工业场地紧临原有工业场地，南侧和西侧已有外部道路相通，只需新建一条公路与原有道路连接，接口标高 1727.6m，道路长度 229m，型式为公路型，等级为矿区三级道路，路基宽 6m，其中路面 4.5m，路肩宽 0.75m，路面采用混凝土结构，路面内缘曲线半径最小 9m，最大坡度 8%。

6.2.2.3 运输设备运输及人员均利用原有矿区人员。

第七章　劳动安全卫生与消防设施

7.1 主要防范措施

7.1.1 岩石移动带的安全措施

本工程的地表工业场地、竖井等工程设施均布置在矿山最终开采岩石移动范围以外的安全地带。

7.1.2 防尘措施

井下采取以风、水为主的综合防尘措施。采用两翼进风中央回风的对角式通风系统，通风方式主要为地面主扇集中抽出式通风方式和井下多机站辅助通风。全矿总风量 169.55m^3/s。新鲜风流从新 2#竖井、混合井和斜坡道进入，经盲罐龙井、竖井中段车场、石门、运输巷道、穿脉和人行通风天井进入采场和其它工作面，污风经回风天井、回风平巷，回风斜井和新 1#竖井排出地表。

井下溜破系统设有专用回风井，从 1220m 标高掘至 750m 粉矿回收水平；矿石溜井各卸矿站设有防尘风门，以减少卸矿时冲击风流粉尘污染新鲜风流。井下作业点采用湿式凿岩和喷雾洒水等防尘措施。坑内作业人员个体防护措施主要是佩戴防尘口罩。矿区地面公路及原材料场地进行定期洒水，对道路两旁及周围环境采取种植绿化等防尘措施。

7.1.3 防治水措施

龙首矿东采区目前在 1220m 中段和最低生产中段 850m 中段各设有一座坑内泵站，两个泵站均装有 4 台 D46-50×12 型水泵，单台配套电机功率 132kw，深部井下水出 850m 泵站经盲罐龙排至 1220m 中段水仓，再由 1220m 中段泵站经新 2#井排至地表。该系统的排水能力为：正常涌水时为 100m^3/h，最大涌水时为 150m^3/h。本设计利用该排水系统通过接力排水方式将坑内水排出地表。

7.1.4 爆破作业安全措施

爆破作业必须遵守国家标准局国标函[1986]332 号文批复的《爆破安全规程》的有关规定。

7.1.5 井下生产安全

作业面实行人工撬毛，巷道采用新奥法施工，双层喷锚网联合支护或一次喷锚网支护加钢筋混凝土支护。

7.1.6 噪声和废气的治理

地面噪声污染主要是提升机，其电动机安装消声器，设置单独值班室，并安装隔声材料。加强四周绿化以消除噪声污染。地下开采的噪声污染主要为井下通风机，将通风机设置在井下回风石门或井下偏僻处，噪声影响不大。接触噪声设备的工人同时做好个人防护工作，如配带防护耳塞等；对井下作业产生的废气，采用地面主扇集中抽出方式和井下多机站辅助通风排出地表，并加强井下局部通风等综合措施来处理。

7.1.7 电气安全

为了保证电气设备的可靠运行和人身安全，防止雷电危害及其他触电事故的发生，设计采取以下措施：

(1)井下采用中性点不接地系统、地面采用中性点直接接地系统，接地电阻小于 4 欧姆。井上、井下接地系统严格分开，必要时可用变压器隔离；

(2)6kV 高压配电设备按 10kV 标准选型，母线均装设避雷器，防止操作过电压和大气过电压；

(3)井下变压器选用矿用专用变压器；

(4)坑口车间架空进户线长度(距变电所)超过 50m 时,入户处零线应重复接地,接地电阻不大于 10 欧姆；

(5)所有用电设备的金属外壳及金属支架等应可靠接地；

(6)坑内主巷道照明电压等级为～220V，采场照明电压等级为～36V，需要检修照明的场所设～36V（24V）低压照明电源；

(7)爆炸危险的场所，如油库、炸药库、锅炉房等，应严格按国家有关设计规范要求采取防爆措施；

(8)计算机工作站、大型直流传动系统应设置专用的计算机接地系统，接地电阻应不大于 1 欧姆。

7.2 矿山安全、卫生组织机构的设置

目前，金川公司已建立完善的矿山安全、卫生组织机构，本次深部开拓工程建设主要是为了生产接替，龙首矿总的生产规模并未扩大，故本工程既不增加机构，也不增加人员。

本工程仍利用龙首矿现有安环科作为矿山的安全管理机构，其职责主要为检查、督促本企业执行国家有关安全保护的方针、政策、法律、法令及上级有关规定，制定本企业安全保护计划和长远规划，上报安全统计报表，为上级主管部门的决策提供依据和建议。同时也指导和协助坑口、班组的安全工作，对重大安全隐患可协助下级部门共同处理。

7.3 消防设施

井下矿岩本身无可燃性。井巷支护主要采用喷混凝土或砌筑混凝土，木材用量很少，发生火灾可能性不大，但仍要加强防火意识，设计采取了以下预防措施：

(1)电器设备采用了防火保护装置；

(2)对易燃易爆物品采取了专门的运送、保管、分发和使用的措施，相关硐室配备消防水管；

(3)井下中央变、配电室设置防火门，其它变、配电硐室配备干粉灭火器；

(4)井下各建构筑物尽量采用阻燃材料；

(5)铲运机等内燃设备自备干粉灭火器。

第八章 工程概算

8.1 概况

金川集团有限公司龙首矿深部开拓工程初步设计概算，以认真贯彻国家有关政策，合理确定工程造价，提高投资效益为原则。本概算依据国家现行概算编制的深度要求和甘肃省建设委员会有关概算编制的规定编制。

8.2 投资估算

依据工程项目明细的建筑、设备、安装、工器具和不可预见费估算，概算投资 21480.56 万元。

金川龙首矿深部开拓工程投资总概算见表 8.1，材料价格见表 8.2。

表 8.1　金川龙首矿深部开拓工程投资总概算表

编号	工程及费用名称	概算价值（万元）						占总值（%）	技术经济指标		
		建筑	设备	安装	工器具	其他	总值		单位	数量	指标
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	工程费用	12846.47	2871.37	2298.97			18016.81	83.87			
1.1	主要生产工程	11680.20	2530.90	1885.32			16096.42				
1.1.1	混合井	3975.78		718.69			4694.47				
1.1.2	混合井井塔工程	409.90	48.40	52.78			511.08				
1.1.3	混合井提升系统		1950.69	439.66			2390.35				
1.1.4	井底粉矿回收及排水排泥	124.29	32.66	10.14			167.09				
1.1.5	1703 平硐	1202.45					1202.45				
1.1.6	地表矿石溜井	427.76					427.76				
1.1.7	溜破系统	1702.15	68.79	14.65			1785.59				
1.1.8	中段车场	1021.00					1021.00				
1.1.9	中段平面图	1816.39					1816.39				
1.1.10	坑内通风防尘	266.24	4.19	3.84			274.27				
1.1.11	采准切割工程	734.24					734.24				
1.1.12	坑内供风、供水管道			105.09			105.09				
1.1.13	中段运输		300.88	359.31			660.19				
1.1.14	坑内照明		4.85	33.50			38.35				
1.1.15	坑内供配电		120.44	124.35			244.79				
1.1.16	牵引网络			23.31			23.31				

所审：余应田　　组审：钟友根　　编制：王卿吾 梅其香

续表 8.1　金川龙首矿深部开拓工程投资总概算表

编号	工程及费用名称	概算价值（万元）						占总值（%）	技术经济指标		
		建筑	设备	安装	工器具	其他	总值		单位	数量	此十
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	
1.2	辅助生产工程	1094.27	337.87	398.97			1831.11				
1.2.1	供水加压泵站及管线	1.28	6.40	27.36			35.04				
1.2.2	高压配电室	15.81	188.00	37.55			241.36				
1.2.3	场区高低压网络			61.00			61.00				
1.2.4	矿区通信		20.75	10.72			31.47				
1.2.5	供水管网	19.61		11.51			31.12				
1.2.6	供暖管网			8.28			8.28				
1.2.7	采矿工业场地	587.14	22.50	8.63			618.27				
1.2.8	矿区公路	398.46					398.46				
1.2.9	厂区 6KV 高压输电线路		11.68	204.44			216.12				
1.2.10	高位水池	14.78		1.16			15.94				
1.2.11	井口房	10.81	0.20	4.19			15.20				
1.2.12	观礼台	6.40	0.10	0.45			6.95				
1.2.13	稳车房	13.44	49.07	8.98			71.49				
1.2.14	混合井井口通风加热室	3.16	3.92	3.63			10.71				
1.2.15	1703 牵引整流室	5.73	20.10	1.96			27.79				
1.2.16	1703 平硐通风加热室	3.16	3.05	3.14			9.35				
1.2.17	维修车间	9.05	12.00	3.77			24.82				

续表 8.1　金川龙首矿深部开拓工程投资总概算表

编号	工程及费用名称	概算价值（万元）						占总值（%）	技术经济指标		
		建筑	设备	安装	工器具	其他	总值		单位	数量	指标
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1.2.18	暖廊	5.44	0.1	2.2			7.74				
1.3	行政管理及服务性工程	72.00	2.60	14.68			89.28				
1.3.1	派班楼	72.00	2.60	14.68			89.28				
2	其他费用					1211.43	1211.43	5.64			
2.1	业主管理费　1*0.9%					162.15	162.15				
2.2	工程建设监理费　1*1.1%					198.18	198.18				
2.3	工程保险费　1*0.4%					72.07	72.07				
2.4	勘察测量费					30.00	30.00				
2.5	设计费					471.11	471.11				
2.5.1	工程设计费					433.80	433.80				
2.5.2	非标设备设计费　13%					37.31	37.31				
2.6	施工图预算编制费　10%					47.11	47.11				
2.8	联合试运转费　1*0.6%					108.10	108.10				
2.9	矿山巷道维修费　1%					112.70	112.70				
2.10	环保投资(环评及绿化)					10.00	10.00				
3	工程预备费　(1+2)*8%					1538.26	1538.26	7.16			
4	建设期贷款利息					714.06	714.06	3.32			
	基建项目总投资	12846.47	2871.37	2298.97		3463.75	21480.56	100.00			
	占总值　%	59.81	13.37	10.70		16.13	100.00				

所审：余应田　　组审：钟友根　　编制：王卿吾 梅其香

表 8.2　材料价格表

序号	材料名称	规格	单位	含税价	备注
1	线材	φ6.5	t	3600.00	
2	罗纹钢	Φ12	t	3700.00	
3	罗纹钢	φ25	t	3700.00	
4	型钢	综合	t	3750.00	
5	焊接钢管	DN25 内	t	3300.00	
6	焊接钢管	DN50	t	3300.00	
7	焊接钢管	DN100	t	3300.00	
8	焊接钢管	DN150	t	3300.00	
9	钢轨	18~24kg	t	3800.00	
10	钢轨	30kg	t	3800.00	
11	钢轨	38kg	t	3800.00	
12	落叶松原木	φ300 以上	m^3	1200.00	
13	红松原木	φ300 以上	m^3	2100.00	
14	325#水泥（袋）		t	310.00	
15	425#水泥（袋）		t	350.00	
16	中（粗）砂		m^3	23.00	
17	碎石	20mm	m^3	31.00	
18	碎石	40mm	m^3	31.00	
19	片石		m^3	40.00	
20	2#岩石硝铵炸药	φ32*150g	kg	4.00	
21	乳化炸药	φ32*200g	kg	4.20	
22	火雷管		万发	3400.00	
23	电雷管		万发	15000.00	
24	非电雷管		个	1.70	
25	导火线		m	0.51	
26	坑木		m^3	1100.00	
27	成材	松、板、方	m^3	2000.00	
28	钎子钢		kg	8.20	
29	中空六角钢		kg	8.20	
30	原煤	≥21MJ/kg	t	260.00	
31	焦碳		t	480.00	
32	柴油	0#	t	3400.00	
33	汽油	90#	t	3700.00	
34	沥青	30#	t	1800.00	
35	工业用水		m^3	1.20	
36	工业用电		kwh	0.55	

第九章 结 论

龙首矿东采区深部开拓设计，是金川集团公司矿山重点技术改造项目，由作者担任设计组组长，主持编写了可行性研究报告，领导组织有关人员共同完成了该项目的初步设计。设计中作者结合矿山实际情况，拟定出了设计大纲，提出了龙首矿东采区深部开拓的具体方案，并根据近年来矿山科研成果，从井位选择、生产能力确定等方面，提出了在设计中各专项所必须采用的具体内容和有关技术经济指标，如有关设计参数、采矿方法、开拓方案的合理选取等，并还提出了有关设备选型的具体要求和意见。

矿山深部开拓设计所涉及到的问题非常复杂，由于时间及实验条件有限，有些方面的论证还不够深入，尚待在今后的生产和建设中不断深化。但从本次设计工作可以得出如下结论：

1、本次初步设计范围及内容以龙首矿东部采区深部开拓工程为主，兼顾了中西采区 1220m 水平以下矿体的开采，并为龙首矿西采区贫矿的开采创造了条件。

2、龙首矿是已建成投产几十年的大型有色金属矿山，矿山生产及其辅助生产系统配套齐全，设计充分利用了矿山现有工程设施，做到了少投入、多产出。

3、设计中认真贯彻执行国家有关法律、法规及地下金属矿山规程、规范，精心设计，优化设计方案。在对龙首矿现有开拓系统及生产实际进行综合分析研究的基础上，通过多方案技术经济比较论证，推荐出龙首矿东采区深部开拓最佳方案，使推荐的设计方案规模合理、技术先进、安全可靠、建设周期短、投资省、成本低、经济效益好。

4、选择国内外，特别是金川公司所属矿山业已成熟、可靠的采矿工艺和技术，充分应用矿山多年来在施工和生产中的科技成果，指导技改工程的布置，确定在不同岩层中巷道的合理支护型式。

5、主要设备原则上选用国内生产的先进、可靠的高效节能设备，采取必要的节能措施，以节约能源；提升机电控制设备采用进口或合资生产的先进设备。

6、本文所提供的各种参数、方法、方案、工艺应随着建设和生产的推进不断总结，逐步改进和完善，同时应继续探索更为合理、先进的方法作为补充，这是我们要在今后的工作中不断加强的地方。

7、根据地质探矿和生产探矿资料分析，龙首矿探矿前景好，要加强对矿区深部和外围的地质勘探，以增加矿区储量和延长矿山服务年限。

8、金川矿床开采技术条件复杂，地压活动频繁，随着开采深度的加大，地压活动更会加剧，因此要加强矿床开采技术条件研究和地压监测与管理。

致　谢

光阴荏苒，时光如梭，难忘的研究生生活就要结束了。在几年的课程学习和论文课题研究工作中，得到了昆明理工大学国土资源工程学院、金川集团公司人力资源部、科技部、龙首矿的各位领导、前辈和同仁的大力支持和帮助。金川集团公司董事长、总经理李永军同志在百忙之中多次给以我们鼓励、指导和帮助；副总经理汪海洲导师、龙首矿矿长姚维信导师经常过问我的学习、研究情况并给以具体的指导。

更使我难忘的是，在专业学习、论文选题、资料收集、设计定稿等诸多方面，都倾注了导师庙延钢教授的心血和汗水。他严谨的治学精神、渊博的学识、为人师表的作风令我终身难忘。他使我系统地学习了矿业工程这门科学的基本理论，增加了分析问题和解决问题的能力，提高了自己的理论水平，丰富了实践经验。

在昆明理工大学学习和论文撰写期间，得到了李耀平、刘文奇、郭忠林、郑志琴、穆大耀、李心一、杨溢、张智宇等任课教师的无私帮助和大力支持，在此深表感谢。

本设计在撰写过程中，还得到了长沙有色冶金设计院矿山分院各位专家、中国工程设计研究总院 305 设计队各位专家以及本单位领导和同志们的关心和支持，在此一并表示衷心的感谢！

把多恒

二〇〇五年三月

参考文献

[1] 束国才等 金川集团公司贫矿综合开发方案，2003

[2] 金川集团龙首矿、长沙有色冶金设计院。金川集团龙首矿东扩可行性研究报告，2003

[3] 英国J. 查德威克。大规模采矿方法发展现状。国外金属矿山，2002，第1期

[4] 长沙冶金设计研究总院李鼎权等. 地下矿山设计的技术进展与前景. 冶金矿山设计与建设. 2002，第2期

[5] Liu TongYou ZhouChengPu Runchang Lian Yuheng Wei Kongzhang The Development of Consolidated-filling Technology in Jinchuan Nichel Mines.China 7th International Symposium on Mining With BackFill(Minefill2001),2001.9

[6] 金川公司, 中南矿冶学院. 金川二矿区下向充填作用机理与稳定性研究报告

[7] 金川公司, 长沙矿山研究院. 金川二矿区下向充填开采的数值模拟研究报告

[8] 北京科技大学, 金川公司. 金川二矿区下向高进路胶结充填作用机理与稳定性研究报告

[9] 北京科技大学, 金川公司. 金川二矿区采矿系统优化与决策研究

[10]金川公司, 北京有色设计研究总院，瑞典吕律欧大学. 中国-瑞典关于金川二矿区采矿技术合作中岩石力学研究报告

[11]Liu TongYou ZhouChengPu Cai Siing New Development of Cemented Fill Technology in The Matel Mines.China 6th International Symposium on Mining With Backfill(MINEFILL98),1998.10

[12]陈庆寿. 采矿通论。北京：地质出版社，1998

[13]刘同有、黄业英主编. 国外金属矿山充填采矿技术的研究与应用，中国有色

金属学会采矿学术委员会、金川有色金属公司、长沙矿山研究院，1997.5

[14]金川镍矿开采的工程地质与岩石力学问题, 1996

[15]刘同有, 金铭良. 中国镍钴矿山现代化开采技术. 冶金工业出版社, 1996

[16]于学馥著. 现代工程岩土力学基础. 北京:科学出版社, 1995

[17]陈希廉. 地质学. 北京:冶金工业出版社. 1995

[18]蔡嗣经编著. 矿山充填力学基础. 北京:冶金工业出版社，1994.6

[19]金川有色金属公司，北京有色冶金设计研究总院编译. 地下采矿方法，中国矿业编辑部，1994.1

[20]朱德仁. 岩石工程破坏准则. 北京:煤炭学报，1994

[21]Zhou chengPu Liu Dayong Wei kongzhang Shusngyun Recent Development of Cemented Filling Technique in Jinchuan Non-ferrous Metals Complex Proceedings of The International Conference on Ming and Metallurgy of Complex Nickel Ores,1993.5

[22]于学馥著. 采场地压及边坡工程, 东北大学, 1992

[23]侯志学. 矿山运输机械. 北京：冶金工业出版社，1992

[24]于学馥著. 信息时代岩土力学与采矿计算初步，科学出版社, 1991

[25]孙本壮. 采矿概论. 北京:冶金工业出版社, 1990

[26]蔡本裕. 采矿概论. 重庆:重庆大学出版社, 1988

[27]采矿手册编委会等著. 采矿设计手册. 北京:中国建筑工业出版社, 1987

[28]陈俊彦等. 金川镍矿二矿区采矿方法的岩石力学报告(第一卷). 中南矿冶学院，1986.8

[29]于学馥著. 地下工程围岩稳定性分析. 北京:煤炭工业出版社, 1983

[30]周昌达著. 井巷工程. 北京:冶金工业出版社, 1978

附录 A（攻读学位期间发表论文目录）

把多恒，王永才．金川镍矿 1#矿体稳定性问题研究．岩石力学与工程学报，2003，22（增 2）：2607~2614