



El futuro
es de todos

Minenergía

GUÍA METODOLÓGICA
PARA EL MEJORAMIENTO
PRODUCTIVO DEL BENEFICIO
DE ORO **SIN EL USO DE MERCURIO**

SUR DE BOLÍVAR

SERVICIO
GEOLÓGICO
COLOMBIANO



GUÍA METODOLÓGICA
PARA EL MEJORAMIENTO PRODUCTIVO
DEL BENEFICIO DE ORO
SIN EL USO DE MERCURIO

SUR DE BOLÍVAR

GUÍA METODOLÓGICA PARA EL MEJORAMIENTO PRODUCTIVO DEL BENEFICIO DE ORO SIN EL USO DE MERCURIO. SUR DE BOLÍVAR

ISBN impreso: 978-958-53131-1-8

ISBN digital: 978-958-53131-2-5



AUTORES

Supervisor del proyecto y coordinador del grupo de trabajo Cali del SGC

Jorge Iván Londoño Escobar. Ingeniero químico, MSc. en Ciencias Químicas

Grupo de Geología

Jaime Mojica Buitrago. Geólogo, experto en petrografía (responsable del grupo)

Paulo Duarte Hernández. Geólogo

Grupo de Minería

Philly Mabel Abueta. Ingeniera de minas, MSc. en Ingeniería Sanitaria y Ambiental

Grupo de Metalurgia

Fabián Andrés Ramírez Pita. Ingeniero metalúrgico (responsable del grupo)

Gabriel Kamilo Pantoja. Ingeniero químico, MSc. en Ciencias, en Ingeniería Metalúrgica y de Materiales, DSc. en Ciencias en Ingeniería Metalúrgica y de Materiales

Grupo de Química

Verónica Ruiz Solano. Química, MSc. en Ingeniería Sanitaria y Ambiental (responsable del grupo)

Viviana Fernanda Pérez. Química (responsable de gestión de calidad)

Óscar Fernando González. Químico, MSc. en Ciencias Químicas

Liseth Irene Franco. Ingeniera sanitaria y ambiental. Especialista en gerencia y ambiental y desarrollo sostenible empresarial

Estudio y evaluación financiera

Yury Marentes Laverde. Economista

EQUIPO TÉCNICO DE APOYO DEL SERVICIO GEOLÓGICO COLOMBIANO

Grupo de geología

Óscar David Cardona Sánchez. Geólogo

Julián Vélez Correa. Geólogo

Anderson Agudelo Muñoz. Pasante, estudiante de geología

Grupo de metalurgia

Silvia Natalia Fuentes Torres. Ingeniera metalúrgica

Diana Sofía Muñoz. Ingeniera química

Juan Pablo Guerrero. Pasante, estudiante de Ingeniería química

Grupo de química

Annie Alexandra Arango. Química

Daniel Castañeda Pinzón. Tecnólogo químico

Giovanni Andrés Alarcón. Asistente operativo

Andrés Castrillón Asistente operativo

Andrea Geseell Cadena. Pasante, estudiante de química

María Alejandra Correa. Pasante, estudiante de ingeniería sanitaria y ambiental

Diseño y diagramación

Juan Sebastián Garzón. Diseñador Industrial

Director técnico de laboratorios del SGC

Hernando Alberto Camargo. Químico, Ph.D en Química

Apoyo a la supervisión del proyecto por parte del Ministerio de Minas y Energía

Fernanda Polanía Escobar

Fotografía de portada: La imagen de portada muestra al Grupo de Geología del Servicio Geológico Colombiano entrando a la mina La Palma, en el municipio de Frontino (Antioquia). Fotografía tomada por Fabián Ramírez, Servicio Geológico Colombiano.

Las figuras o fotografías de esta Guía que no están atribuidas a fuentes externas son de los autores del libro.

**Departamento de Geociencias, Facultad de Ciencias, Universidad Nacional de Colombia. Grupo de Investigación
Caracterización Tecnológica de Minerales**

Ariel Oswaldo Cadena Sánchez

Químico. MSc. en Ciencias Químicas, Ph.D en Ciencias Químicas

Profesor Juan Carlos Molano Mendoza

Geólogo. MSc. en Geología Económica

Nathalia Marcela Guerrero Higuera

Geóloga. Especialista en Geoquímica

Miltón Julián Morales

Geólogo. MSc. en Geología

Juan Sebastián Durán

Geocientífico

Andres Felipe Moreno

Geólogo

Grupo Técnico de la Facultad de Geología de la Universidad de Caldas, Proyecto Geometalúrgico

Sergio José Castro

Ingeniero de Minas y Metalurgia. Esp. en Técnicas Mineras. MSc. Ingeniería de materiales y Procesos

Luz Mary Toro Toro

Ingeniera Geóloga. Esp. en Sensores Remotos Aplicados Geología. MSc. en Ciencias - Geología. MSc. Educación

Mauricio Alvarán Echeverri

MSc. en Ciencias - Geología. Especialista en Sismología. Especialista en Docencia Universitaria

Diego Germán Loaiza García

Geólogo. Candidato a magíster, énfasis en yacimientos minerales

COMITÉ EDITORIAL DEL SGC

ceditorial@sgc.gov.co

Presidente

Viviana Dionicio

Integrantes

Mario Andrés Cuéllar

Gloria Prieto Rincón

Marta Calvache Velasco

Hernán Olaya Dávila

Humberto Andrés Fuenzalida

Hernando Camargo

Margarita Bravo Guerrero

Virgilio Amaris Ibañez

Teresa Duque

Julián Escallón

Armando Espinosa

Juan Guillermo Ramírez

Manuel Hernando Romero

DISTRITO MINERO DEL SUR DEL DEPARTAMENTO DE BOLÍVAR

Impresión

Imprenta Nacional de Colombia Primera edición. Bogotá, Colombia, 2020

Citación: Londoño, J., Mojica, J., Duarte, P., Abueta, F., Ramírez, F., Pantoja, G., Ruíz, V., Pérez, V., González, O., Franco, L. y Marentes, Y. (2020). *Guía metodológica para el mejoramiento productivo del beneficio de oro sin el uso de mercurio. Sur de Bolívar*. Servicio Geológico Colombiano. <https://doi.org/10.32685/9789585313125>.

GUÍA METODOLÓGICA PARA EL MEJORAMIENTO PRODUCTIVO DEL BENEFICIO DE ORO SIN EL USO DE MERCURIO. **SUR DE BOLÍVAR**

Este documento se ha elaborado en el marco del proyecto “Caracterización geometalúrgica y geoambiental de materiales de origen geológico” del SGC, enfocado en la elaboración de guías metodológicas para la eliminación del mercurio en la pequeña minería de oro, ejecutado entre el Ministerio de Minas y Energía y el Servicio Geológico Colombiano, y su propósito es la elaboración de una guía metodológica basada en la caracterización mineralógica, química, metalúrgica y ambiental de la zona minera de Sur de Bolívar, aplicada al mejoramiento productivo de la extracción del oro.

Ministerio de Minas y Energía
Viceministerio de Minas
Dirección de Formalización Minera

Servicio Geológico Colombiano
Dirección de Laboratorios, Grupo de Trabajo Cali

© **Servicio Geológico Colombiano**

MINISTERIO DE MINAS Y ENERGÍA

DIEGO MESA PUYO

Ministro de Minas y Energía

SANDRA ROCÍO SANDOVAL

Viceministra de Minas

PABLO CÁRDENAS REY

Secretario general

SANDRA ROCÍO SANDOVAL VALDERRAMA

Directora de Formalización Minera (E)

LAURA VICTORIA BECHARA ARCINIEGAS

Oficina Asesora Jurídica

SANDRA MILENA SÁNCHEZ ZULUAGA

Supervisora del convenio

CAMILO ENRIQUE ÁLVAREZ

Grupo de Gestión Contractual

Punto de atención presencial: calle 43 n.º 57-31, CAN, Bogotá D. C., Colombia
PBX: (57) +1 2200300 / Línea gratuita nacional: 01 8000 910 180
Código postal: 111321



SERVICIO GEOLÓGICO COLOMBIANO

OSCAR PAREDES ZAPATA

Director general

HERNANDO ALBERTO CAMARGO

Director técnico de laboratorios

JHON JAIRO CORREDOR

Secretario general

RUBIELA GONZÁLEZ GONZÁLEZ

Oficina Asesora Jurídica

Grupo de Trabajo Contratos y Convenios

JORGE IVÁN LONDOÑO ESCOBAR

Supervisor del convenio

EDGAR GONZÁLEZ SANGUINO

Grupo de Trabajo Planeación

Punto de atención presencial: diagonal 53 n.º 34-53, Bogotá D. C., Colombia
PBX: (57) +1 2200200-220 0100-222 1811-222 07 97 / Línea gratuita nacional: (571) 01-8000 110842
Código postal 110842

PRESENTACIÓN

La *Guía metodológica para el mejoramiento productivo del beneficio de oro sin el uso del mercurio. Sur de Bolívar* hace parte de la tercera fase del estudio que aplica lo establecido en el Plan Estratégico Sectorial para la Eliminación del Uso del Mercurio, y se traduce en un aporte significativo del Servicio Geológico Colombiano a la minería en Colombia, atendiendo a un claro compromiso del Ministerio de Minas y Energía con la preservación de la salud humana y la mitigación de los impactos ambientales generados por el desarrollo de actividades mineras, en especial aquellas que no cumplen plenamente con las normas y los mandatos nacionales e internacionales, orientados a la eliminación del uso del mercurio en la actividad industrial minera.

Esta guía metodológica y la generación de conocimiento geocientífico, en general, que realiza el Servicio Geológico Colombiano se ajustan a lo preceptuado en las bases para la consolidación de una política de Estado en ciencia, tecnología e innovación (artículo 3.º de la Ley 1286 de 2009, “Por la cual se modifica la Ley 29 de 1990, se transforma a Colciencias en departamento administrativo, se fortalece el Sistema Nacional de Ciencia, Tecnología e Innovación en Colombia y se dictan otras disposiciones”), entre las que se destacan: “Incorporar la investigación científica, el desarrollo tecnológico y la innovación a los procesos productivos, para incrementar la productividad y la competitividad que requiere el aparato productivo nacional. [...] Integrar esfuerzos de los diversos sectores y actores para impulsar áreas de conocimiento estratégicas para el desarrollo del país. [...] Promover el desarrollo de estrategias regionales para el impulso de la ciencia, la tecnología y la innovación, aprovechando las potencialidades en materia de recursos naturales...”.

El Ministerio de Minas y Energía, mediante la adopción de la Política Minera Nacional, estableció claramente que “... El objetivo fundamental es que la actividad minera, en todas sus escalas, se desarrolle de forma ordenada, incluyente, competitiva y responsable”, ante lo cual el Servicio Geológico Colombiano, en los ámbitos de su competencia como entidad perteneciente al Sistema Nacional de Competitividad, Ciencia, Tecnología e Innovación, genera conocimiento geocientífico, y así hace valiosos aportes dirigidos a satisfacer la necesidad que tiene el país de contar con alternativas tecnológicas de producción más limpia en los procesos de beneficio de oro que conduzcan a la eliminación del uso del mercurio.

A lo largo de esta guía metodológica, el lector podrá encontrar una descripción integral de los resultados del estudio, para lo cual se incluyen capítulos como el “Marco de referencia”, donde se indica la situación actual de la zona minera de Sur de Bolívar, los objetivos y el alcance de la guía; “Metodología de trabajo”; “Aspectos geológicos, mineros, metalúrgicos, químicos y ambientales”; “propuesta de ruta metalúrgica”; “Estudio económico y financiero”.

Vale la pena resaltar que la guía metodológica no se centra solamente en definir elementos puramente técnico-científicos, pues se ha considerado relevante y necesario realizar un análisis económico y financiero riguroso y real, con el fin de establecer la conveniencia de emprender exitosamente un proyecto minero y efectuar una asignación eficiente de los recursos. En el capítulo dedicado a este tema se incluyen los fundamentos metodológicos mínimamente necesarios para que el minero pueda realizar un ejercicio de planeación y evaluación financiera de la operación de la mina y de la planta de beneficio, utilizando la ruta metalúrgica propuesta en esta guía.

Oscar Paredes Zapata
Director general
Servicio Geológico Colombiano

AGRADECIMIENTOS

El Ministerio de Minas y Energía y el Servicio Geológico Colombiano agradecen a todas las personas que realizaron aportes al desarrollo de la presente guía metodológica, quienes se mencionan en los listados de participantes, así como a los integrantes del equipo de trabajo, a la Universidad Nacional de Colombia y la Universidad de Caldas.

Asimismo, agradecen a los mineros de la zona de Sur de Bolívar por abrir sus puertas y recibir a las instituciones para permitir la investigación, el reconocimiento y el muestreo en las diferentes minas y plantas de beneficio.

CONTENIDO

INTRODUCCIÓN

1. MARCO DE REFERENCIA	
1.1. Descripción de la situación actual	18
1.2. Descripción de la necesidad	20
1.3. Objetivos	23
1.3.1. Objetivo general	23
1.3.2. Objetivos específicos	23
1.4. Alcance	23
2. METODOLOGÍA DE TRABAJO	
2.1. Revisión bibliográfica	26
2.2. Muestreo	26
2.3. Análisis e interpretación	26
2.4. Pruebas	27
2.5. Propuesta DE ruta metalúrgica	27
3. CARACTERÍSTICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO	
3.1. Municipio de San Martín de Loba (Bolívar)	31
3.2. Municipio de Barranco de Loba (Bolívar)	31
3.3. Tiquisio (Bolívar)	31
3.4. Localización de la zona de estudio	31
3.5. Vías de acceso	32
3.6. Ubicación de las minas y plantas de beneficio	33
3.7. Minas visitadas	34
3.7.1. San Martín de Loba	34
3.7.2. Barranco de Loba	36
3.7.3. Municipio de Tiquisio	43
3.7.4. Norosí	45
4. ASPECTOS GEOLÓGICOS	
4.1. fundamentos teóricos: geología y yacimientos minerales	48
4.1.1. Generalidades de yacimientos auríferos	49
4.1.2. identificación de minerales en el frente de mina	53
4.1.3. minerales metálicos asociados a la mena	54
4.1.4. Tipos de ocurrencia de oro en la mena	55
4.2. Geología del distrito minero de sur de Bolívar	56
4.2.1. Geología regional	56
4.2.2. Geología local	58
4.2.3. Geología estructural	63
4.2.4. Alteración hidrotermal	65
4.2.5. Metalogénesis y Mineralización aurífera	66
4.2.6. Ocurrencia de oro en veta	74
4.2.7. Calidad del oro (EPMA)	75
4.2.8. Modelo metalogénico	77
4.2.9. Unidades geometalúrgicas (UGM)	77
4.3. Análisis petrográficos de material de proceso metalúrgico	78
4.3.1. Liberación de minerales metálicos	78
4.3.2. Liberación de oro	95
4.3.3. Consideraciones en geología y mineralogía para el beneficio	111
4.4. Conclusiones sobre aspectos geológicos, mineralógicos y químicos	113
5. ASPECTOS MINEROS	
5.1. fundamentos técnico - mineros	116
5.1.1. Etapas de un proyecto minero	116
5.1.2. Métodos de arranque	123
5.1.3. Tipos de sostenimiento	123
5.1.4. Tipos de ventilación	125

5.1.5. Carga y transporte de mineral	126
5.2. Estudio de explotaciones mineras del distrito minero de San Martín de Loba	126
5.2.1. Metodología de trabajo	126
5.2.2. Características de explotaciones mineras visitadas en el sur de Bolívar, región de las Lobas	129
5.3. Análisis minero	136
5.3.1. Método de explotación	136
5.3.2. Dilución	142
5.3.3. Sostenimiento	144
5.3.4. Ventilación	147
5.3.5. Minero-Ambientales	149
5.3.6. Seguridad	149
5.4. Conclusiones	150
6. ASPECTOS METALÚRGICOS	
6.1. Fundamentos técnicos del proceso de beneficio metalúrgico	153
6.1.1. Beneficio de minerales en planta	153
6.1.2. Proceso de conminución (trituración y molienda)	154
6.1.3. Clasificación granulométrica	159
6.1.4. Clasificación hidráulica	159
6.1.5. Concentración de minerales auríferos por gravimetría	161
6.1.6. Concentración de minerales auríferos por flotación	164
6.1.7. Cianuración	165
6.1.8. Fundición	167
6.1.9. Tratamiento de residuos sólidos en aguas	168
6.1.10. Alimentación primaria	169
6.2. Proceso de beneficio desarrollado actualmente	170
6.2.1. Sector El Caño, San Martín de Loba	170
6.2.2. Sector de Santa Cruz	171
6.2.3. Sector Marañones	172
6.2.4. Sector de Mina Seca (Tiquisio)	173
6.3. Tenores de oro en plantas visitadas	174
6.4. Propiedades físicas de los minerales estudiados	175
6.4.1. Peso específico, índice de Hardgrove en índice de trabajo de Bond (WI)	175
6.5. Acondicionamiento del mineral para las pruebas metalúrgicas	175
6.5.1. Minerales de las plantas de beneficio de las minas de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio	176
6.6. Pruebas metalúrgicas de laboratorio	177
6.6.1. Planta de beneficio EL Caño	177
6.6.2. Planta de beneficio Rancho Quemado	179
6.6.3. Planta de beneficio Marañones	181
6.6.4. Planta de beneficio Pozo Rico	182
6.7. Consideraciones mineralógicas determinantes en las operaciones y procesos metalúrgicos	185
7. ASPECTOS QUÍMICOS Y AMBIENTALES	
7.1. Contribución química a la caracterización, el control de procesos metalúrgicos y ambientales	188
7.2. Fundamentos teóricos: métodos y aplicaciones químicas y ambientales	189
7.2.1. Contaminación por mercurio	189
7.2.2. Bioacumulación y biomagnificación	191
7.2.3. Cianuro en minería	191
7.2.4. Caracterización química y ambiental	195
7.3. Puntos de muestreo y muestras puntuales tomadas en campo	200
7.4. Patios de relaves y quebradas visitados	202
7.4.1. San Martín de Loba	202
7.4.2. Barranco de Loba	202
7.4.3. Tiquisio	204
7.4.4. Norosí	205
7.5. Análisis químicos y ambientales	205
7.5.1. Determinación de pH	206
7.5.2. Análisis elemental mediante fluorescencia de rayos X en materiales de cabeza	210
7.5.3. Caracterización de sedimentos activos	216
7.5.4. Caracterización de relaves	225
7.5.5. Determinación de mercurio en Vertimientos	234
7.5.6. Determinación de cianuro en muestras líquidas	235

7.6. Resumen de resultados representativos de los análisis químicos y ambientales por sectores del distrito minero de Sur de Bolívar	236
7.7. Conclusiones en aspectos químico-ambientales	240
7.8. Recomendaciones	242
8. RUTA METALÚRGICA PROPUESTA PARA LA ZONA MINERA	
8.1. Proceso de beneficio sugerido	244
8.2. Balance de materia del proceso sugerido	247
8.3. Montaje de la planta de beneficio sugerida	248
8.4. Conclusiones sobre los materiales que alimentan las plantas de beneficio de la zona estudiada y el método metalúrgico	249
8.4.1. Conclusiones sobre la reducción de tamaño	249
8.4.2. Conclusiones sobre la concentración gravimétrica	250
8.4.3. Conclusiones sobre la concentración por flotación	250
8.4.4. Conclusiones sobre la cianuración	250
8.5. Conclusiones acerca de la sustitución de la amalgamación	251
8.6. Recomendaciones	251
9. ESTUDIO ECONÓMICO Y FINANCIERO	
9.1. Fundamentos teóricos para la evaluación financiera del proyecto	254
9.1.1. Generalidades sobre los proyectos de inversión	254
9.1.2. Estudio y evaluación financiera de proyectos de inversión	256
9.2. Metodología para el estudio y evaluación financiera del proyecto en la zona minera de Sur de Bolívar	258
9.2.1. Estudio financiero	259
9.2.2. Evaluación financiera	269
9.3. Estudio y evaluación financiera del proyecto de la zona minera de Sur de Bolívar	272
9.3.1. Resultados e interpretación de indicadores de evaluación financiera del proyecto de la zona minera de Sur de Bolívar	274
9.4. Estudio financiero de la operación actual vs. la operación futura en la zona minera de Sur de Bolívar	275
9.4.1. Resultados de la operación actual del beneficio de oro en la zona minera de Sur de Bolívar	275
9.4.2. Resumen de indicadores de operación actual vs. operación futura	277
9.4.3. Análisis de resultados de indicadores de operación actual vs. operación futura de la zona minera de Sur de Bolívar	278
9.5. Consideraciones sobre la operación actual de beneficio de oro en la zona minera de Sur de Bolívar	279
9.6. Consideraciones sobre la operación futura de beneficio de oro en la zona minera de Sur de Bolívar, ruta metalúrgica	280
9.7. Análisis de sensibilidad de los indicadores financieros: tenor de corte	282
10. GLOSARIO	
11. REFERENCIAS	



INTRODUCCIÓN

Mediante la Resolución n.º 40391 del 20 de abril de 2016, el Ministerio de Minas y Energía adoptó la Política Minera Nacional, en la que se establece que “el objetivo fundamental es que la actividad minera, en todas sus escalas, se desarrolle de forma ordenada, incluyente, competitiva y responsable”. Esta política destaca, entre otros, los siguientes aspectos:

- Los problemas que enfrenta el país en torno a la minería de pequeña y mediana escala son numerosos y disímiles.
- Se requiere generar herramientas y estrategias de apoyo a los mineros para que, con ayuda del Estado, formalicen su actividad y mejoren sus condiciones de vida.
- Existen altos niveles de ilegalidad e informalidad en la actividad minera.
- Es necesario procurar la articulación de los diferentes estamentos del Estado con miras a eliminar el uso del mercurio en la actividad minera.

Para abordar la situación descrita, la Política Minera Nacional establece, para la pequeña minería, entre otras, las siguientes líneas estratégicas:

- Apoyo para la regularización de la actividad minera
- Asistencia técnica
- Mejores prácticas para el fomento de la pequeña minería
- Diálogo y coordinación con gobiernos territoriales
- Mecanismos de participación y diálogo para lograr condiciones de mutua confianza entre los actores involucrados en la cadena de valor de la minería
- Apoyo para mejorar las condiciones de vida en los sectores mineros

En este contexto, el Servicio Geológico Colombiano (SGC), perteneciente al Sistema Nacional de Competitividad, Ciencia, Tecnología e Innovación (SNCCTI), adscrito al Ministerio de Minas y Energía, tiene por objeto, entre otras actividades, según el artículo 3.º del Decreto 4131 de 2011, realizar la investigación científica básica y aplicada del potencial de recursos del subsuelo. Adicionalmente, ha asumido una serie de funciones enfocadas en el desarrollo de diversas actividades, entre las que se encuentran “generar e integrar conocimientos y levantar, compilar, validar, almacenar y suministrar, en forma automatizada y estandarizada, información sobre geología y recursos del subsuelo” e “integrar y analizar la información geocientífica del subsuelo”.

El Servicio Geológico Colombiano debe procurar el cumplimiento de sus objetivos y contribuir al desarrollo de las actividades contempladas en la Ley 1286 de 2009. Entre dichos objetivos cabe destacar la generación y el uso del conocimiento mediante el desarrollo científico, tecnológico y la innovación, como actividades esenciales para dotar de valor agregado a nuestros recursos, crear nuevas empresas basadas en investigación, desarrollo tecnológico e innovación, alcanzar mayores y sostenidas tasas de crecimiento económico, acumulación y distribución de riqueza, con el objeto de mejorar los niveles de calidad de vida de los ciudadanos.

En este mismo sentido, le corresponde a la Dirección de Laboratorios del Servicio Geológico Colombiano, en el marco del Decreto 2703 de 2013, “Por medio del cual se establece la estructura interna del SGC y se determinan las funciones de sus dependencias”, dirigir y realizar, entre otras, investigaciones asociadas con la caracterización, el procesamiento y la utilización de materiales geológicos.

Entre las funciones del Grupo de Trabajo de Caracterización y Procesamiento de Minerales y Carbones, según la Resolución 128 del 8 de marzo del 2017, se encuentran las siguientes:

- Desarrollar proyectos para la caracterización, el procesamiento y aprovechamiento de materiales geológicos (carbones y minerales), con énfasis en la promoción minero-ambiental.
- Prestar asesoría técnica en la caracterización, el procesamiento y aprovechamiento de carbones y minerales en la pequeña y mediana minería.

En el capítulo 7, numeral 7.2 del Plan Estratégico del Conocimiento Geológico del Territorio Colombiano (2014-2023), definido por el Servicio Geológico Colombiano, se establece, para la Dirección de Laboratorios, la tarea de realizar investigaciones especiales, tales como la de beneficio de minerales y transformación de carbones, por lo que el Laboratorio se concentra en la generación de estudios y el desarrollo de esquemas técnico-científicos, ambientalmente sostenibles, para el beneficio de minerales, como parte de la cadena de valor de la minería.

La óptica mediante la cual trabaja la Dirección de Laboratorios del Servicio Geológico Colombiano para sustituir el mercurio se define experimentalmente en la evaluación de las condiciones de las operaciones y los procesos metalúrgicos que correspondan, según las características mineralógicas de los depósitos.

En este contexto, entre el Servicio Geológico Colombiano y el Ministerio de Minas y Energía se suscribió el Convenio Interadministrativo GGC n.º 311 de 2017, que tiene por objeto “Aunar esfuerzos técnicos, administrativos y financieros para la caracterización mineralógica y metalúrgica en distritos mineros de Colombia, con el fin de realizar guías para procesamiento de minerales y su control ambiental que permitan mejorar la recuperación del oro sin el uso de mercurio”, con el objetivo de realizar documentos técnicos que permitan orientar a la población minera en las operaciones de recuperación del mineral aurífero sin el uso del mercurio, en el marco de la Ley 1658 de 2013.

Esta publicación se realiza con el fin de establecer las características mineralógicas de la zona minera de Sur de Bolívar, con miras a deducir y comprobar los procesos y operaciones geometalúrgicos, para aprovechar de manera óptima el recurso aurífero sin usar mercurio, como un aporte fundamental a las buenas prácticas en minería que ayudarán a contar con un sector organizado, legítimo, incluyente y competitivo.

Las zonas mineras auríferas objeto dicho convenio corresponden a los municipios de Íquira, Andes; El Tambo, Suárez y Buenos Aires, La Llanada y Suárez; y Marmato, Riosucio, Quinchía y Caramanta, en el viejo Caldas; y en los departamentos del Huila, Antioquia, Cauca, Nariño y Caldas-Risaralda-Antioquia, definidas en el eje “Educación y comunicación” de la Ficha n.º 24 del Plan Estratégico Sectorial, referido anteriormente.

Los productos obtenidos en el marco del mencionado convenio interadministrativo representaron un aporte significativo del Servicio Geológico Colombiano a la minería en Colombia, en atención a un claro compromiso del Ministerio de Minas y Energía con la preservación de la salud humana y la mitigación de los impactos ambientales generados por el desarrollo de actividades mineras, en especial aquellas que no cumplen plenamente con las normas y los mandatos, nacionales e internacionales, orientados a la eliminación del uso del mercurio en la actividad industrial minera.

En febrero de 2018, con la finalidad de dar continuidad al proceso de elaboración de documentos técnicos, las partes suscribieron el Convenio Interadministrativo GGC n.º 319 de 2018, que tiene por objeto “Aunar esfuerzos técnicos, administrativos y financieros para identificar y analizar las características de los yacimientos y los procesos de beneficio asociados a esos yacimientos en cinco distritos mineros, correspondientes a los departamentos de Cauca, Bolívar, Córdoba y Antioquia”, priorizando los municipios de Mercaderes (Cauca), Remedios y Zaragoza (Antioquia), Puerto Libertador (Córdoba) y Santa Rosa del Sur (Bolívar).

La presente guía nace en el marco del proyecto “Caracterización geometalúrgica y geoambiental de materiales de origen geológico” del SGC, y da inicio a una tercera fase del proyecto, que deriva directamente de los convenios suscritos anteriormente, y continúa con la generación y el aporte de conocimiento geocientífico encaminado al mejoramiento productivo y sostenible de la pequeña minería de oro en Colombia. Las cuatro zonas o distritos mineros auríferos definidos en conjunto con el MME para caracterizarlos, son el distrito minero de Tiquisio-San Martín de Loba-Barranco de Loba (Bolívar); el distrito San Juan: Istmina-Condoto-Tadó (Chocó); el distrito Frontino-Buriticá (Antioquia) y la zona minera de Amalfi (Antioquia).

Para el desarrollo del proyecto se ha contado con la participación de la Universidad Nacional de Colombia, sede Bogotá, mediante la suscripción de convenios especiales de cooperación, y de manera específica, con la participación del Departamento de Geociencias y el Grupo de Investigación, Caracterización Tecnológica de Minerales, reconocido por Colciencias y dirigido por el profesor Juan Carlos Molano, para la evaluación mineralógica, metalúrgica y ambiental de depósitos minerales en el país. Mediante el desarrollo de las actividades técnico-científicas previstas en el citado convenio se han obtenido resultados básicos que posibilitan la comprensión de la metalogénesis de los depósitos minerales del área de estudio, con actividades fundamentales, como el muestreo en campo, preparación de muestras, análisis instrumentales e interpretación de resultados. Cabe destacar los resultados obtenidos mediante la implementación de técnicas como la espectrometría de infrarrojo, la espectrometría Raman, microsonda electrónica y microtermometría para el conocimiento de las inclusiones fluidas, que permiten dilucidar la paragénesis del depósito. También se suscribieron convenios especiales de cooperación con la Universidad de Caldas, con el propósito de contar con la información petrográfica requerida para el cumplimiento de los objetivos del proyecto.

Esta publicación se realiza con el fin de establecer las características mineralógicas de la zona minera de Sur de Bolívar, con miras a deducir y comprobar los procesos y operaciones geometalúrgicos, para aprovechar de manera óptima el recurso aurífero sin usar mercurio, como un aporte fundamental a las buenas prácticas en minería que ayudarán a contar con un sector organizado, legítimo, incluyente y competitivo.



1.

MARCO DE REFERENCIA

Vista al río Magdalena desde el puerto en San Martín de Loba (Bolívar). Fotografía tomada por Philly Abueta, Servicio Geológico Colombiano.



1.1. DESCRIPCIÓN DE LA SITUACIÓN ACTUAL



Fotografía 11. Panorámica de entables en Pueblito Mejía

El departamento de Bolívar, especialmente el sur de su territorio, se referencia, después del departamento de Antioquia, como el segundo productor de oro del país. Los reportes indican producciones anuales de 1,9 toneladas (t) en el año 2002, 6,9 t en 2003, 0,4 t en 2007, 5,8 t, en 2010 y 2,2 t en 2013 (MinMinas, UPME, UniCórdoba, 2014).

La producción de oro y plata del departamento de Bolívar proviene principalmente de la zona sur, específicamente, de los municipios de Simití, Santa Rosa del Sur, Morales, Tiquisio, Norosí y Montecristo. Entre 2012 y el primer trimestre de 2017, la participación de este departamento en la producción de minerales del país fue de 5,72% en oro, 2,91% en plata, 17,43% en calizas, 4,02% en sal, 7,98% en arcillas y 3,75% en materiales de construcción. Bolívar cuenta con 380 títulos mineros vigentes, que representan un área de 308.356,9086 ha, correspondiente al 11,55% de superposición en el departamento (actualizado con el catastro minero colombiano, 23 de mayo de 2017). Por etapa, hay 67 títulos en exploración, 94 en construcción y montaje y 219 en explotación. En el departamento de Bolívar se encuentran cuatro áreas de reserva especial minera declaradas y dos áreas en solicitud de trámite (ANM Bullet, 2017). En la región se presenta abundancia de minería informal y minería de subsistencia.

En el sur de Bolívar, la Agencia Nacional de Minería delimitó áreas de reserva especial para yacimientos de oro y para minería tradicional, de conformidad con el artículo 31 del Código de Minas (Ley 685 de 2001). Las áreas delimitadas para yacimientos de oro, según ANM (Áreas de Reserva Especial, 2020), son:

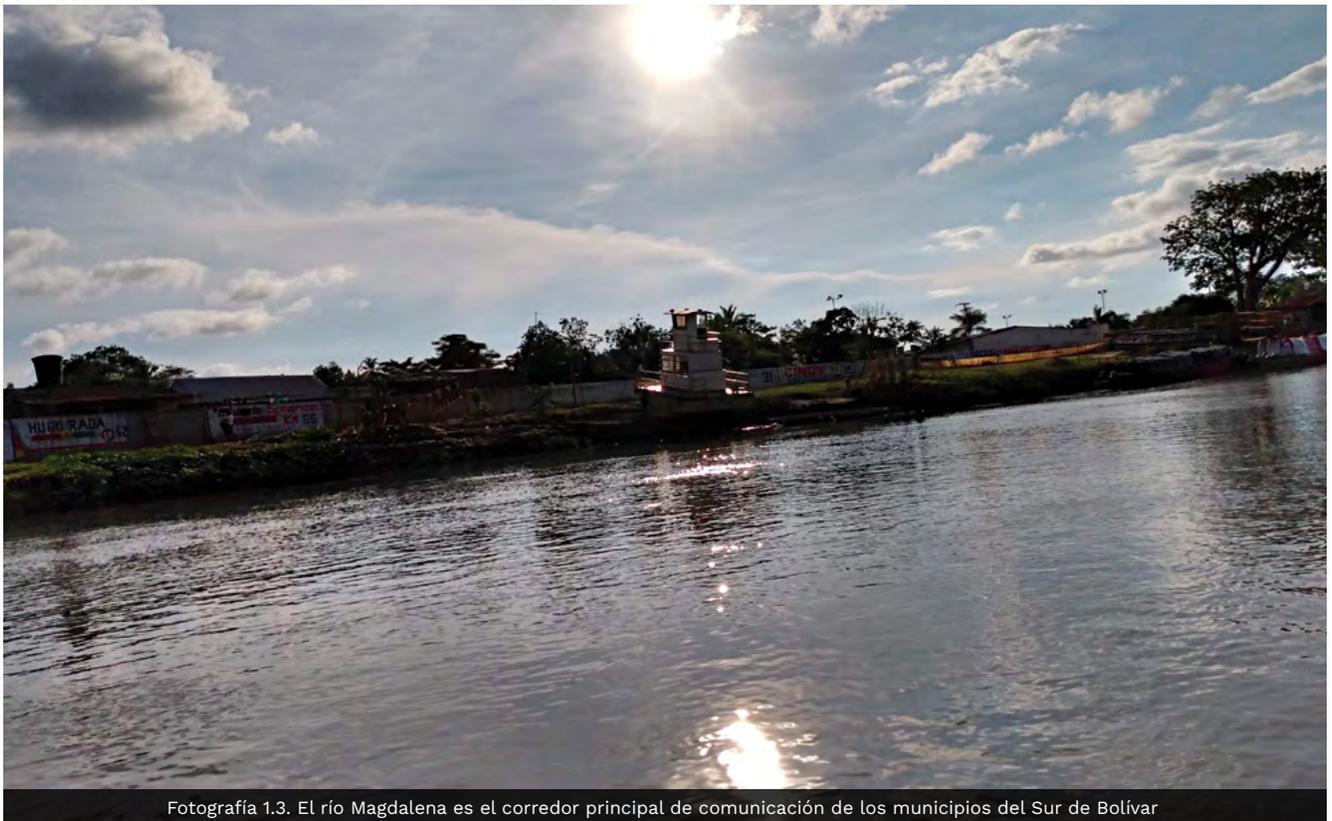
- Arenal-Montecristo. Mineral de Oro y sus Concentrados. Área, 1915,4666 ha. Resolución 476. Resolución 227.
- Tiquisio-Rio Viejo. Mineral de oro y sus concentrados. Área, 1042,0000 ha. Resolución 181714.
- San Martín de Loba. Mineral de oro y sus concentrados. Área, 439,99 ha. Resolución 100123. Resolución 342. Modifica parte considerativa.
- Norosí. Mineral de oro y sus concentrados. Área, 707, 8975 ha. Resolución 646. Resolución 123

El distrito minero de San Martín de Loba corresponde a las estribaciones de la serranía de San Lucas, en los municipios de Norosí, San Martín de Loba, Barranco de Loba y Hatillo de Loba. En San Martín de Loba, la actividad minera se practica desde el siglo XVII, y se realiza en la mina la Cueva de Doña María, en el sector Cerro de la Puya. La actividad minera se basa en la explotación manual de vetas. Las explotaciones aluviales se realizan con monitores hidráulicos que arrancan el material hacia canales de tamizaje. Se tiene un registro de 391 unidades productivas mineras (UPM) distribuidas entre los municipios de Norosí (195), San Martín de Loba (104), Barranco de Loba (88), Hatillo de Loba (3) y Altos del Rosario (1). El mayor porcentaje corresponde a minería artesanal y de pequeña escala (MAPE), con 97,2% de unidades mineras pequeñas (Minminas, UPME, UniCórdoba, 2014).

En esta guía se trabajaron los municipios San Martín de Loba, Barranco de Loba, Norosí y Tiquisio, que se encuentran distribuidos a lo largo del río Magdalena y brazos navegables de este mismo, así como Brazo de Loba y Brazo El Rosario.



Fotografía 1.2. Estado de las vías de transporte en la zona minera



Fotografía 1.3. El río Magdalena es el corredor principal de comunicación de los municipios del Sur de Bolívar

1.2. DESCRIPCIÓN DE LA NECESIDAD



Fotografía 1.4. Amalgama de oro, en la zona del sur de Bolívar

El Estado colombiano, atendiendo a un claro compromiso con la preservación de la salud humana y la mitigación de los impactos ambientales generados por el desarrollo de actividades mineras, en especial aquellas que no cumplen plenamente los estándares que rigen en la industria, ha venido adoptando un marco regulatorio cuyo propósito es cumplir con los mandatos y normas nacionales e internacionales orientados a la reducción y eliminación del uso del mercurio en la actividad industrial minera.

En el contexto expuesto se expidió la Ley 1658, del 15 de julio de 2013, “Por medio de la cual se establecen disposiciones para la comercialización y el uso de mercurio en las diferentes actividades industriales del país, se fijan requisitos e incentivos para su reducción y eliminación y se dictan otras disposiciones”, norma cuyo alcance y propósito, entre otros, es la eliminación total del mercurio en el proceso de beneficio de oro, para lo cual se estableció un plazo máximo de cinco años, es decir, hasta el año 2018. Esto se logrará mediante la implementación de tecnologías limpias para la recuperación del oro, más eficientes que las actuales y que definitivamente no requieran la utilización de mercurio en el proceso de beneficio, en especial en procesos de recuperación de metales preciosos.

Como complemento, y con el liderazgo del Ministerio de Ambiente y Desarrollo Sostenible, en diciembre de 2014 se lanzó el Plan Único Nacional de Mercurio, que busca eliminar gradual y definitivamente el uso de este elemento en el sector minero e industrial de Colombia. Dicho plan fue adoptado y acordado entre los siguientes ministerios: Ambiente y Desarrollo Sostenible; Minas y Energía; Salud y Protección Social; Trabajo; Comercio, Industria y Turismo; Relaciones Exteriores; Agricultura y Desarrollo Rural; Transporte, y dos instituciones del sector de minas y energía: la Agencia Nacional Minera y la Unidad de Planeación Minero Energética.

El Plan Único Nacional de Mercurio se convierte en la ruta que debe seguir el Gobierno nacional para eliminar el uso del mercurio, e implica actividades de inspección, control, vigilancia y gestión de información, por lo cual se requiere que la industria minera que opera en el territorio nacional conozca esta política. Se trata de un esfuerzo conjunto entre los distintos niveles de gobierno, el sector minero, el industrial, comercial, ambiental, el sector de la salud, del trabajo y la sociedad civil en general, para cumplir con los compromisos nacionales e internacionales que han sido establecidos en este sentido. Este plan establece lineamientos claros para reducir y eliminar progresivamente el uso del mercurio en las actividades de minería en todo el territorio nacional. Se ha propuesto como plazo julio de 2018, y en todos los procesos industriales y productivos, julio de 2023.

El Ministerio de Minas y Energía y sus entidades adscritas y vinculadas, entre ellas, el Servicio Geológico Colombiano, han trabajado de manera coordinada en el diseño y concertación del “Plan estratégico sectorial para la eliminación del uso del mercurio de la actividad minera”, que se desarrolla con objetivos específicos que contribuyen claramente a cumplir las metas establecidas en los cuatro grandes programas del Plan Único

Nacional, a saber: Programa de Fortalecimiento Institucional; Programa de Gestión Ambiental, de Salud Pública, de Seguridad y Salud en el Trabajo, Sectorial Tecnológica y Social; Programa de Educación y Comunicación, y el Programa de Gestión del Conocimiento-Investigación Aplicada.

En el marco del eje “Gestión del conocimiento-investigación aplicada” del “Plan estratégico sectorial para la eliminación del uso del mercurio en la actividad minera”, cabe resaltar los siguientes objetivos específicos:

- Ampliar, masificar y promover el uso de tecnologías limpias para la pequeña minería.
- Apoyar proyectos de investigación que generen nuevas técnicas para la recuperación de oro sin uso de mercurio.
- Documentar experiencias exitosas en transferencia de tecnología que permitan la eliminación del uso de mercurio en los procesos de beneficio de oro, pues estos se enfocan en la promoción de nuevas alternativas para la producción más limpia del oro.

De igual forma, en el marco del eje “Educación y comunicación” del “Plan estratégico sectorial para la eliminación del uso del mercurio en la actividad minera”, se busca que exista una concertación con las comunidades para producir el cambio partiendo de procesos de comprensión profunda relacionados con las temáticas técnicas. Para cumplir con ello, se destaca el siguiente objetivo específico, expresado en el Plan Estratégico: “Generar guías técnicas para la comunidad minera de cada región, con el fin de implementar el uso de tecnologías eficientes en el proceso de beneficio de oro sin utilizar mercurio”.

Dado lo anterior, los ejes del Plan Estratégico ya mencionados permiten formular y ejecutar proyectos que pueden

En el marco del plan estratégico se busca que exista una concertación con las comunidades para producir el cambio partiendo de procesos de comprensión profunda, relacionados con las temáticas geocientíficas e ingenieriles. Es por ello, que se propuso generar guías técnicas para la comunidad minera de cada región con el fin de implementar el uso de tecnologías eficientes en el proceso de beneficio de oro sin utilizar mercurio, partiendo del entendimiento geometalúrgico.

aportar nueva información, valiosa y necesaria, para el entendimiento geometalúrgico y la optimización de los procesos de beneficio de oro sin utilizar mercurio. Esto es posible mediante la formulación e implementación de procesos verdes y ecoeficientes orientados a la mitigación del impacto ambiental, y que conduzcan a la disminución de condiciones potencialmente riesgosas para la salud humana, en el desarrollo de actividades mineras, en especial, aquellas asociadas con el beneficio de oro en las zonas mineras existentes en el territorio nacional.

En el diagnóstico levantado en campo, en las unidades de beneficio aurífero de pequeña escala que actualmente registra el Ministerio de Minas y Energía, se identificaron las principales debilidades en materia de eliminación de uso de mercurio en que incurren los mineros, entre las cuales se encuentran las siguientes:

- Falta de conciencia sobre la problemática ambiental originada en el uso de mercurio, toda vez que realizan sus actividades mineras con limitada asistencia técnica y con poca planificación, lo que no permite mantener índices de productividad y de sostenibilidad adecuados. Esto de paso causa, entre otras cosas, deterioro ambiental, impactos negativos sobre los recursos naturales,



Fotografía 1.5. Vertimientos en los suelos

riesgo directo para los operarios de las unidades productivas, e indirectos para las comunidades y ecosistemas aledaños. Esta problemática pone en riesgo la salud de la población, pues los vertimientos mezclados con sustancias contaminantes, como el mercurio, son descargados en las corrientes hídricas que surten a los acueductos regionales.

- Desconocimiento de alternativas de tecnologías más limpias para recuperar el metal sin recurrir al mercurio.
- Desconocimiento científico, en particular acerca de las condiciones geoquímicas de los depósitos auríferos; las características geológicas, mineralógicas y metalogenéticas propias de cada una de las zonas y los distritos auríferos del país, incluyendo su asociación mineral, su paragénesis y la reactividad de los diferentes minerales asociados al proceso de beneficio. Por ello, la falta de información impide generar una metodología de beneficio más eficiente y adecuada, lo que actualmente genera menores ingresos a los mineros y causa un mayor impacto ambiental.

Dadas las razones expuestas, el Estado y el Ministerio de Minas y Energía han reconocido la necesidad de fomentar alternativas tecnológicas de producción más limpia para los procesos de beneficio de oro que conduzcan a la eliminación del uso de mercurio en zonas mineras de producción activa. Para ello se requiere del conocimiento especializado de entidades y grupos de investigación reconocidos, y se estima que el Servicio Geológico Colombiano, junto con algunas universidades, son las instituciones idóneas para dar cumplimiento a los objetivos de este proyecto. Se propone, por tanto, la realización de dicho proyecto para generar conocimiento científico

y tecnológico aplicado al mejoramiento productivo del beneficio de oro con tecnologías de producción más limpias, que prescindan del uso de mercurio en la pequeña minería de Colombia.

Los resultados de este proyecto quedarán consignados en un informe técnico y harán parte de la guía metodológica correspondiente. Esta valiosa información será compartida y socializada directamente con la comunidad minera para motivar su aplicación e implementación, lo que permitirá que el conocimiento adquirido contribuya al entendimiento particular de la metalogénesis, la optimización de los procesos de beneficio de oro y la mitigación del posible impacto ambiental asociado a las actividades mineras.

Los resultados de este proyecto quedarán consignados en un informe técnico y harán parte de la guía metodológica correspondiente. Esta valiosa información será compartida y socializada directamente con la comunidad minera para motivar su aplicación e implementación, lo que permitirá que el conocimiento adquirido contribuya al entendimiento particular de la metalogénesis, la optimización de los procesos de beneficio de oro y la mitigación del posible impacto ambiental asociado a las actividades mineras.



Fotografía 1.6. Socialización del proyecto con la comunidad minera

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. OBJETIVO GENERAL

Elaborar la *Guía metodológica para el mejoramiento productivo del beneficio de oro sin el uso de mercurio en la zona minera de Sur de Bolívar*, con el fin de generar conocimiento geometalúrgico que permita el mejoramiento productivo del beneficio de oro en la pequeña minería en Colombia.

1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Realizar el reconocimiento geológico de la zona minera de Sur de Bolívar haciendo énfasis en zonas y estructuras mineralizadas y de extracción activa, para lo cual se recogerá información de dichas estructuras, se medirán datos estructurales y se tomarán muestras de roca.
- Realizar la caracterización química y mineralógica de la mena para identificar su composición, asociaciones minerales, texturas, tamaños de grano, metalogénesis y la existencia de oro en la veta, para establecer un adecuado beneficio del mineral aurífero.
- Llevar a cabo pruebas metalúrgicas para definir la efectividad de los procesos actuales de beneficio y, con base en la información de caracterización del depósito, proponer una ruta metalúrgica adecuada para el procesamiento y recuperación del oro.
- Realizar ensayos ambientales que posibiliten identificar los riesgos asociados a la toxicidad de relaves y plantear metodologías que permitan el control y la prevención de impactos negativos sobre el medio ambiente.
- Definir la viabilidad financiera y económica de la implementación de la propuesta de uso de tecnologías limpias para sustituir el mercurio en el proceso de beneficio de oro en la zona minera de Sur de Bolívar.

1.4. ALCANCE

Esta guía metodológica propone procesos de producción más limpia, sin uso de mercurio, mediante alternativas tecnológicas que permiten un mejor aprovechamiento del mineral, una mayor eficiencia y productividad en las operaciones de beneficio, todo ello fundamentado en la profundización del conocimiento geológico, metalogenético, mineralógico, metalúrgico y físico-químico de los depósitos minerales que son aprovechados por las unidades de beneficio de la zona minera de Sur de Bolívar y la aplicación de este conocimiento en los procesos de beneficio de oro, con el objeto de evitar el impacto sobre el medio ambiente. No obstante, se tendrán en cuenta los procesos metalúrgicos y operaciones unitarias utilizados actualmente por los mineros de la región, para finalmente proponer una ruta metalúrgica que permita mejorar los procesos productivos sin el uso de mercurio.

La guía comprenderá ocho capítulos: 1) Marco de referencia, 2) Metodología de trabajo, 3) Características de la zona de estudio, 4) Aspectos geológicos, 5) Aspectos mineros, 6) Aspectos metalúrgicos, 7) Aspectos químicos y ambientales, 8) Ruta metalúrgica propuesta para la zona minera y 9) Estudio económico y financiero.

2.

METODOLOGÍA DE TRABAJO

Toma de muestra en las quebradas cercanas a las plantas de beneficio, las cuales pueden ser afectadas durante el proceso de extracción de oro. Fotografía tomada por Verónica Ruiz, Servicio Geológico Colombiano.





2.1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

El primer paso en la metodología de trabajo consiste en seleccionar la zona minera que se va a estudiar; luego se realiza la revisión de la documentación minera existente, de acuerdo con los diferentes distritos mineros definidos en Colombia; posteriormente se revisa la información geológico-minera de la zona estudiada. Este proceso tiene como propósito adquirir bases de conocimiento para realizar el trabajo de campo y el respectivo muestreo.



Fotografía 2.1. Toma de muestras

2.2. MUESTREO

Una vez se adelantaron las diligencias institucionales correspondientes, se realizaron varias jornadas de campo para avanzar en el trabajo de reconocimiento geológico de la zona, revisión de los procesos de beneficio de oro y toma de muestras.

En terreno se realizó la toma de cuatro tipos de muestras:

1. Muestras de zonas mineralizadas: muestras de roca en vetas y en zonas de respaldos.
2. Muestras en plantas de beneficios: material de cabeza y material de salidas de las diferentes operaciones unitarias practicadas en el beneficio.
3. Muestras de relaves: rechazos o colas provenientes de los diferentes procesos.
4. Muestras en sedimentos y quebradas: este proceso tiene por objeto identificar los posibles elementos que están pasando al medio ambiente luego de la finalización del proceso de beneficio.

2.3. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN

Con base en las observaciones hechas en campo se realizó una definición de los análisis, pruebas y ensayos que se practicarían. Con este fin se procedió a preparar las muestras y a iniciar los análisis de petrografía, caracterización mineralógica y composición química. Este proceso condujo a realizar un diagnóstico mineralógico y metalúrgico, ya que son el pilar para desarrollar la propuesta de ruta metalúrgica eficiente y ambientalmente sostenible que se aplicará en la zona.

Los procedimientos analíticos aplicados fueron los siguientes:

Petrografía

- Análisis de la roca. Se seleccionó la muestra y se extrajo una fracción, a la que se le realizó el pulido, de 60 a 40 micrones (secciones delgadas pulidas) para realizar análisis con microscopio (petrográfico y de metalografía).
- Análisis mineralógico general. Se seleccionó la muestra, se pulverizó a un d80 de 1,4 mm para realizar el pulido del material particulado.
- Análisis mineralógico específico para oro. La muestra del análisis mineralógico general se pulverizó a un d80 de 300 micrones y se concentró para sustraer el oro y hacerlo visible al análisis petrográfico. El material se concentró y se montó sobre vidrio para realizar desbaste de 40 a 50 micrones. Posteriormente, este concentrado se pulió y se brilló para someterlo a un análisis petrográfico y metalográfico.

Análisis químicos elementales

- Ensayo al fuego: análisis de oro y plata por fundición de 30 gramos de muestra
- Análisis de hierro, cobre, mercurio, plomo y zinc por espectrofotometría de absorción atómica
- Análisis de azufre mediante el método gravimétrico
- Análisis cualitativo de carbonato de calcio
- Análisis de elementos mediante fluorescencia de rayos X

Análisis ambientales

- Análisis de arsénico, cadmio, cromo, plata, mercurio y plomo mediante el método de diagnóstico de toxicidad de depósitos
- Análisis de cianuro total por descomposición química de complejos y lectura con electrodo de ion selectivo para ion cianuro

Análisis metalúrgicos

- Ensayo de concentración gravimétrica - mesa Wilfley
- Concentración por flotación
- Cianuración

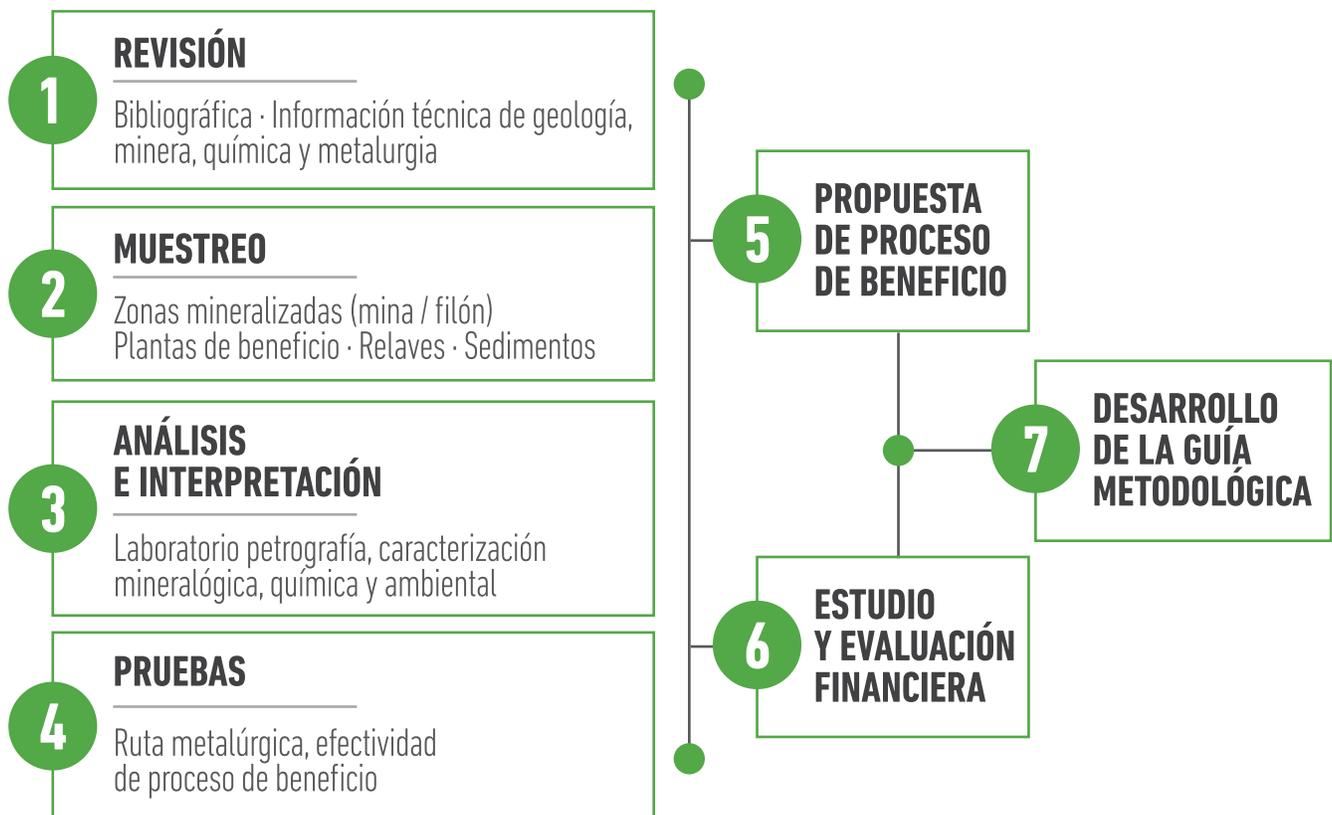
2.4. PRUEBAS

La interpretación de estos análisis dio lugar a la realización de las pruebas metalúrgicas correspondientes, las comprobaciones y confirmaciones para crear la propuesta de ruta metalúrgica óptima que se aplicaría.

2.5. PROPUESTA DE RUTA METALÚRGICA

Se definió una ruta metalúrgica adecuada para el proceso de beneficio de oro que optimizara todos los parámetros tecnológicos, que resultara beneficiosa en términos económicos para los mineros y que implicara la eliminación del mercurio en el proceso productivo.

Figura 2.1. Diagrama de metodología de trabajo



3.

CARACTERÍSTICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO

Conocer las generalidades de la zona de estudio nos permite tener una referencia sobre la localización geográfica y un acercamiento a los aspectos económicos y sociales propios de los municipios estudiados.

El transporte de los enseres y las personas que habitan las poblaciones cercanas al distrito minero se realiza comunmente en “ferris” que navegan por el río Magdalena. Fotografía tomada por Gabriel Pantoja, Servicio Geológico Colombiano



Figura 3.1. Ubicación de los municipios en el mapa de Colombia



Figura 3.2. Ubicación de los municipios en el mapa del departamento de Bolívar



3.1. MUNICIPIO DE SAN MARTÍN DE LOBA (BOLÍVAR)

Localización:

8° 56' 20" de latitud norte
74° 02' 21" de longitud oeste

Extensión: 414 km²

Altitud de la zona urbana: 10 m.s.n.m.

Temperatura promedio: 28 °C

Límites: Al norte con la quebrada Mejía, al sur con el municipio Río Viejo, al este con el municipio de El Peñón y Regidor y al oeste con el municipio de Barranco de Loba.

3.2. MUNICIPIO DE BARRANCO DE LOBA (BOLÍVAR)

Localización:

8° 56' 44" de latitud norte
74° 06' 21" de longitud oeste

Extensión: 416 km²

Altitud de la zona urbana: 23 m.s.n.m.

Temperatura promedio: 37 °C

Límites: Al norte con los municipios de Hatillo de Loba y Pinillos, al sur con los municipios de Tiquisio y Río Viejo, al este con el municipio de San Martín de Loba y al oeste con los municipios de Pinillos y Altos del Rosario.

3.3. TIQUISIO (BOLÍVAR)

Localización:

8° 55' 07" de latitud norte
74° 27' 54" de longitud oeste

Extensión: 762 km²

Altitud de la zona urbana: 35 m.s.n.m.

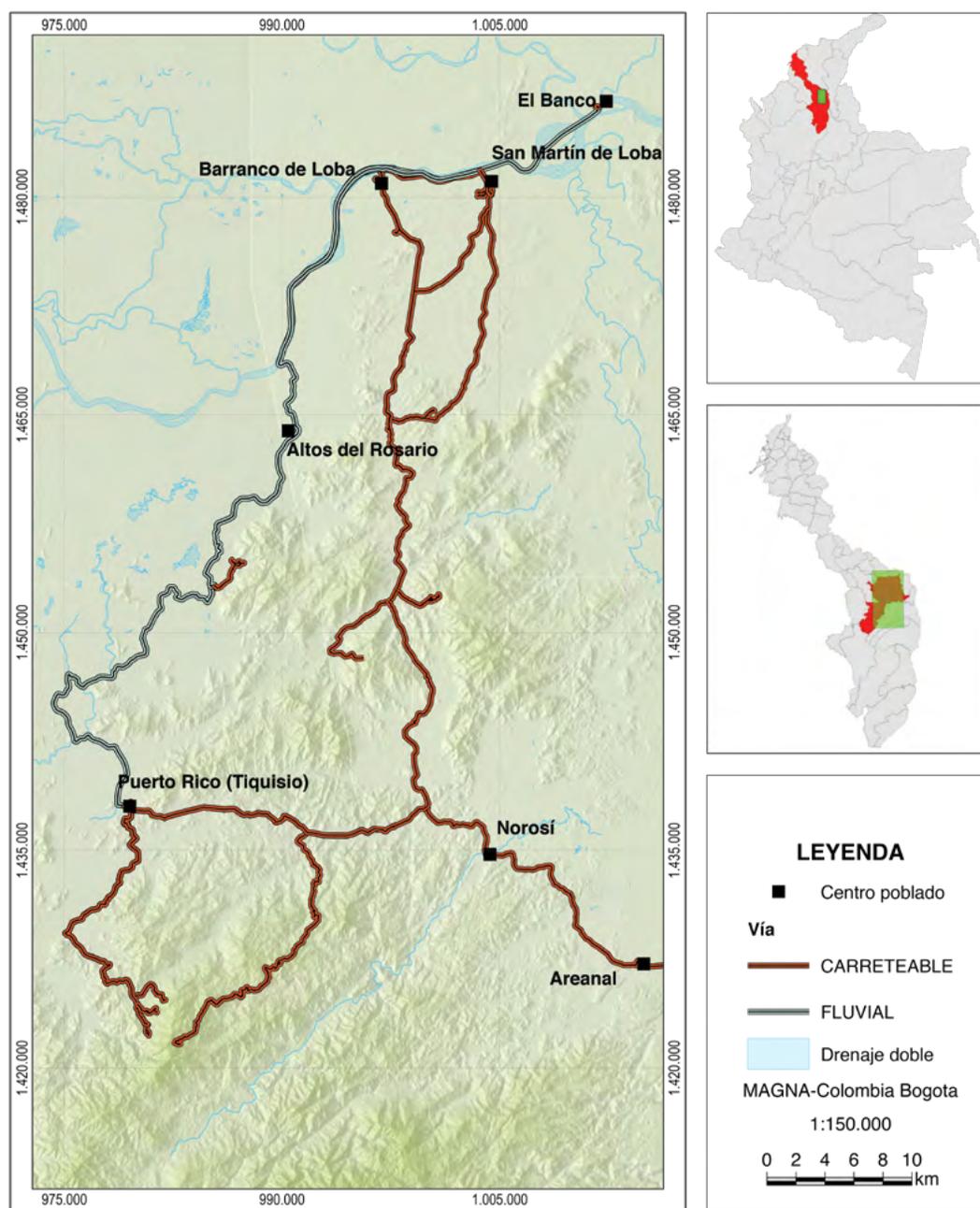
Temperatura promedio: 28 °C

Límites: Al norte con los municipios de Pinillos, Altos de Rosario y San Martín de Loba, al sur con los municipios de Río Viejo y Montecristo, al este con los municipios de Norosí, Río Viejo y Barranco de Loba, y al oeste con los municipios de Montecristo y Achí.

3.4. LOCALIZACIÓN DE LA ZONA DE ESTUDIO

La zona de estudio se localiza en el extremo norte de la serranía de San Lucas, en el sur del departamento de Bolívar, en las subregiones de Loba y La Mojana, y abarca los municipios de San Martín de Loba, Barranco de Loba, Altos del Rosario, Norosí, y Puerto Rico-Tiquisio. El distrito comprende la parte sur de la cuenca de la depresión momposina y el costado oriental de la cuenca de La Mojana bolivarense. El distrito minero corresponde en parte a las planchas 54, 55, 64, 65, 74 y 75, a escala 1:100.000, del Instituto Geográfico Agustín Codazzi (IGAC) (figura 3.3).

Figura 3.3. Localización del Distrito minero del Sur de Bolívar



3.5. VÍAS DE ACCESO

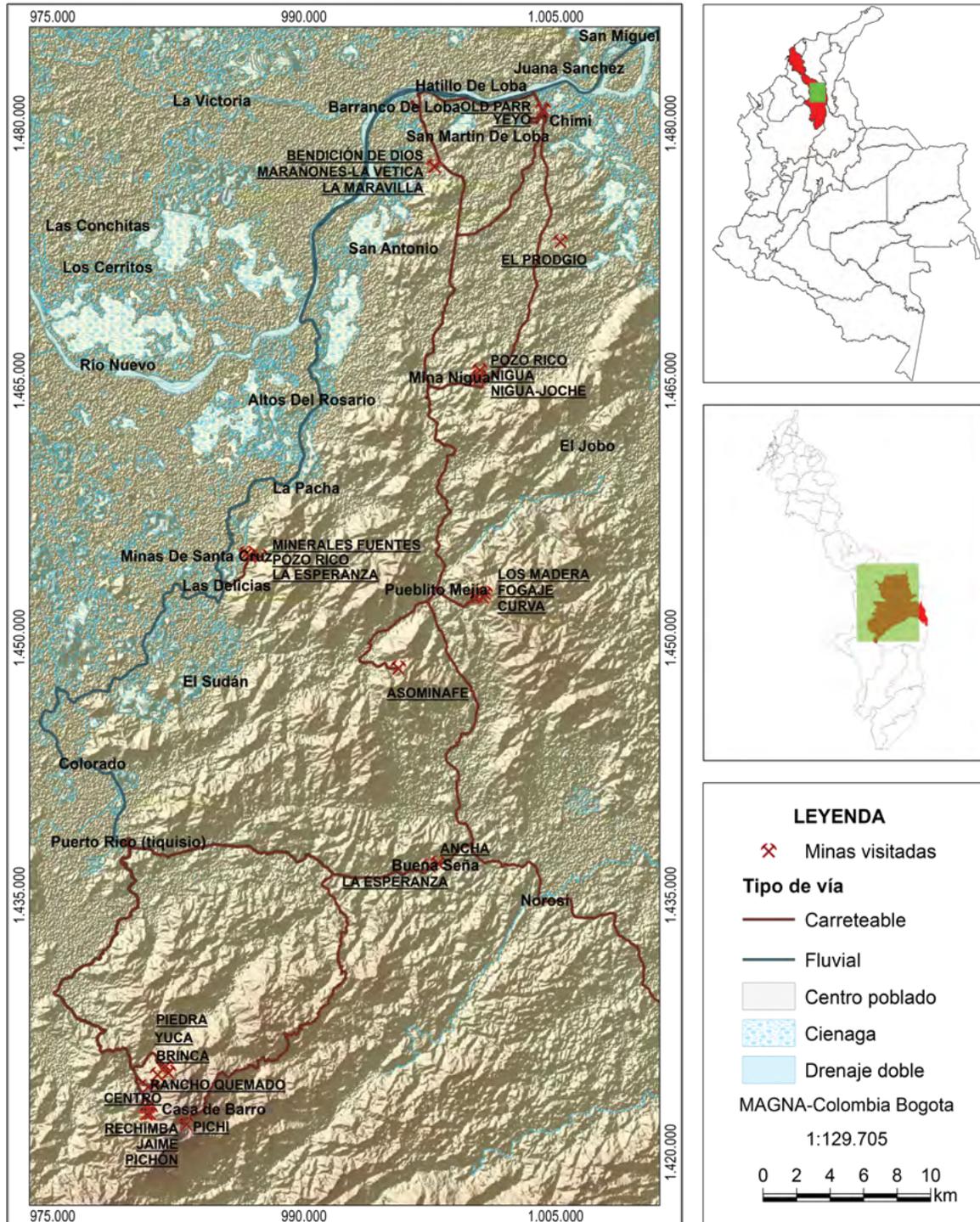
Al distrito minero se accede por vía terrestre desde el municipio de Guaranda (Sucre) por un carreteable que lleva al municipio de Puerto Rico-Tiquisio; también desde el municipio de Aguachica, tomando un ferri para cruzar el río Magdalena y seguir por Arenal y Norosí hasta el corregimiento de Buena Señá, desde donde se puede acceder, al occidente, a Tiquisio, al sur, a Cara de Barro, y al norte, hacia el corregimiento de Pueblito Mejía, y también a San Martín de Loba y Barranco de Loba. Otra vía de acceso toma por vía fluvial desde el municipio de El Banco (Magdalena) o Magangué (Bolívar) por el Brazo de Loba, hasta los municipios de San Martín de Loba, Barranco de Loba, Altos del Rosario y Pueeto Rico-Tiquisio).

Las explotaciones mineras han sido informalmente clasificadas en nueve sectores. Teniendo en cuenta la cantidad y vecindad de unidades productoras mineras, se consideran los sectores de El Caño, El Prodigio, Marañones, Mina Nigua, Pueblito Mejía, Minas de Santa Cruz, Mina Seca, Casa de Barro y Buena Señá (figura 3.3).

3.6. UBICACIÓN DE LAS MINAS Y PLANTAS DE BENEFICIO

Las minas y plantas de beneficio visitadas en el distrito minero del Sur de Bolívar (Barranco de Loba, San Martín de Loba, Tiquisio) se localizan en las veredas Caño Viejo de Loba y El Prodigio (San Martín de Loba), Nigua y Marañones, y los corregimientos de Pueblito Mejía y Minas de Santa Cruz (Barranco de Loba), corregimiento de Buena Señá (Norosí) y Mina Seca, Casa de Barro y Mina Brinca (Puerto Rico-Tiquisio) (figura 3.4).

Figura 3.4. Mapa de localización de las labores mineras visitadas



3.7. MINAS VISITADAS

Las explotaciones mineras están localizadas en el centro y sur del departamento de Bolívar. Se visitaron en total 25 minas en el distrito minero, agrupadas en cuatro municipios y diez sectores con actividad minera. La lista de las minas aparece en la figura 3.5.

Figura 3.5. Minas visitadas en el distrito minero sur de Bolívar.

MINA	ESTE_m	NORTE_m	MUNICIPIO	SECTOR
Yeyo	1004254	1480874	San Martín de Loba	El Caño
Old Parr	1004270	1480876	San Martín de Loba	El Caño
El Prodigio	1005292	1473155	San Martín de Loba	El Prodigio
Marañones-La Vética	997753	1477565	Barranco de Loba	Marañones
Bendición de Dios	997781	1477551	Barranco de Loba	Marañones
La Maravilla	999596	1476490	Barranco de Loba	Marañones
Pozo Rico (mina Nigua)	1000486	1465672	Barranco de Loba	Mina Nigua
Nigua	1000450	1465304	Barranco de Loba	Mina Nigua
Joche	1000411	1465135	Barranco de Loba	Mina Nigua
Los Madera	1000793	1452624	Barranco de Loba	Pueblito Mejía
El Fogaje	1000309	1452426	Barranco de Loba	Pueblito Mejía
La Fe	995626	1448278	Barranco de Loba	Pueblito Mejía
Curva	1000690	1452397	Barranco de Loba	Pueblito Mejía
La Esperanza (Santa Cruz)	987384	1454807	Barranco de Loba	Santa Cruz
Minerales Fuentes	986555	1454986	Barranco de Loba	Santa Cruz
Pozo Rico (Santa Cruz)	986720	1454864	Barranco de Loba	Santa Cruz
Rancho Quemado	980690	1423857	Tiquisio	Mina Seca
Rechimba	980625	1422275	Tiquisio	Mina Seca
Jaime	980578	1422264	Tiquisio	Mina Seca
Centro	980626	1422648	Tiquisio	Mina Seca
Pichón	980798	1422288	Tiquisio	Mina Seca
Piedra	1004387	1480221	Norosí	Mina Seca
Pichi	982974	1421681	Tiquisio	Casa de Barro
Yuca	981902	1424707	Norosí	Mina Seca
La Esperanza (Buena Señá)	997487	1436722	Norosí	Buena Señá
Ancha	997991	1436909	Norosí	Buena Señá

3.7.1. SAN MARTIN DE LOBA

Numerosas explotaciones mineras de pequeña escala se han estado explotando en los alrededores del municipio de San Martín de Loba, entre ellas, las explotaciones de El Caño, La Chiva y del cerro La Puya.

3.7.1.1. SECTOR EL CAÑO: APIQUES YEYO Y OLD PARR

Las explotaciones mineras están localizadas en inmediaciones de la cabecera municipal de San Martín de Loba, en el sector El Caño. Las labores mineras son pequeñas, caracterizadas por el acceso a través de apiques verticales con profundidades de entre 15 y 20 metros de longitud, que atraviesan principalmente depósitos aluviales recientes,

no consolidados, hasta cortar rocas consolidadas de color gris oscuro, de naturaleza ígnea, con obliteración de la textura original producto de una silicificación entre moderada y fuerte (fotografía 3.1).

Fotografía 3.1. Explotaciones en el sector de El Caño. A) Apique Yeyo (N: 1480874, E: 1004254, 28 m. s.n.m.). B) Apique Old Parr (N: 1480876, E: 1004270, 31 m. s.n.m.)



Fotografía 3.2. Veta de cuarzocarbonatos con sulfuros diseminados, alteración filica (sector de El Caño)



servan fenocristales de anfíboles, y eventualmente, texturas gnéissicas con bandas de minerales claros y oscuros. La alteración es de cuarzo-sericita con alto contenido de moscovita, pirita euhedral y clorita (fotografía 3.2).

3.7.1.2. SECTOR EL PRODIGIO - MINA EL PRODIGIO

El sector está localizado al suroriente de la cabecera municipal de San Martín de Loba. La planta de beneficio de La Chiva se alimenta del material extraído de las labores mineras de la mina El Prodigio. El acceso se hace por medio de un apique de 15 metros de longitud que avanza hasta cortar una zona de falla con componente en movimiento normal, de espesor promedio de un metro y dirección general E-W, buzando al norte entre 70 y 80 grados al norte. Esta estructura se encuentra cortada y desplazada de manera sinistral por fallas 50°N-60°W, con buzamientos variables al sur que le imprimen a la zona mineralizada una apariencia de rosario (fotografía 3.3, figura 3.6).

Fotografía 3.3. Estructura y mineralización de la mina El Prodigio

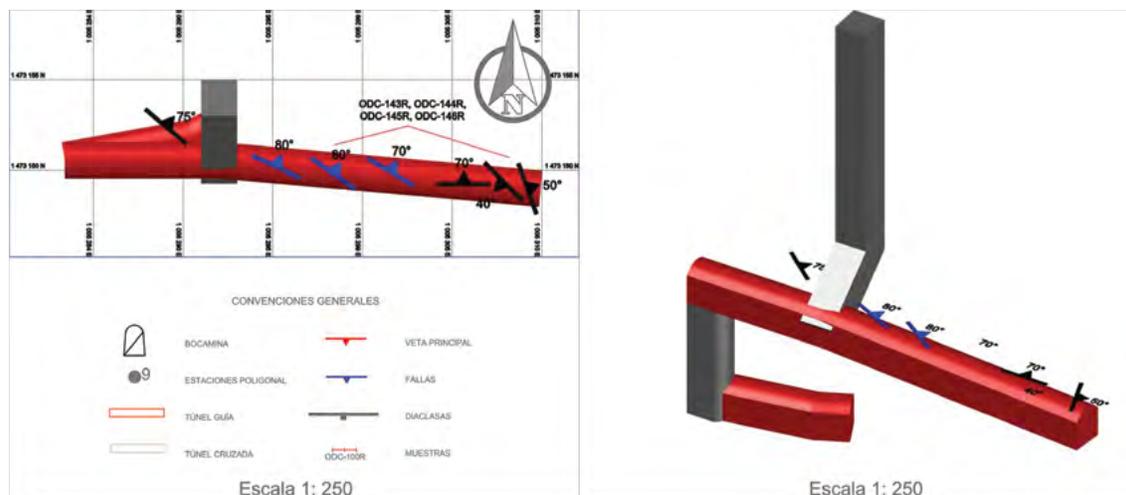


monzosienita (?). La alteración hidrotermal varía entre moderada y fuerte, se restringe a la zona de falla y su intensidad disminuye al alejarse de la misma. Corresponde al ensamblaje mineralógico de cuarzo, sericita, pirita, moscovita e illita, que le imprimen a la roca una tonalidad gris verdosa (fotografía 3.3).

En los frentes actuales de explotación, las labores mineras se realizan a lo largo de zonas con fracturamiento paralelo de dirección general NEE a E-W, con buzamientos de 60° al sur. Presentan relleno de cuarzo grisáceo, que da origen a venillas, venas y vetas, estas últimas con espesores de 0,25 metros. La mineralización es de cuarzo, carbonato y pequeñas cantidades de sulfuros, como por pirita (3%), marcasita (1%), y en menor proporción, calcopirita (0,1%), esfalerita (0,1%) y galena (0,1%). En la roca hospedante se ob-

En general, la mineralización de interés económico penetra de forma irregular la zona de falla y sus inmediaciones a manera de vetas, venas y venillas de cuarzo-sulfuros-carbonatos, con texturas brechadas y, localmente, texturas crustiformes, comb o en peine, con mineralización de pirita euhedral diseminada y esfalerita (7%), pirita (5%), calcopirita (0,3%) y +/- galena en nidos. La roca caja corresponde a un cuerpo ígneo intrusivo de textura holocristalina, fanerítica equigranular con alto contenido de feldespato potásico clasificado en muestra de mano como

Figura 3.6. Poligonal de trabajos de desarrollo minero en la mina El Prodigio



3.7.2. BARRANCO DE LOBA

3.7.2.1. SECTOR MARAÑONES

Se halla a 6 km al suroccidente de la cabecera municipal de San Martín de Loba, en el sitio conocido como La Florida, donde se ubican las minas Marañoses, La bendición de Dios y La Maravilla.

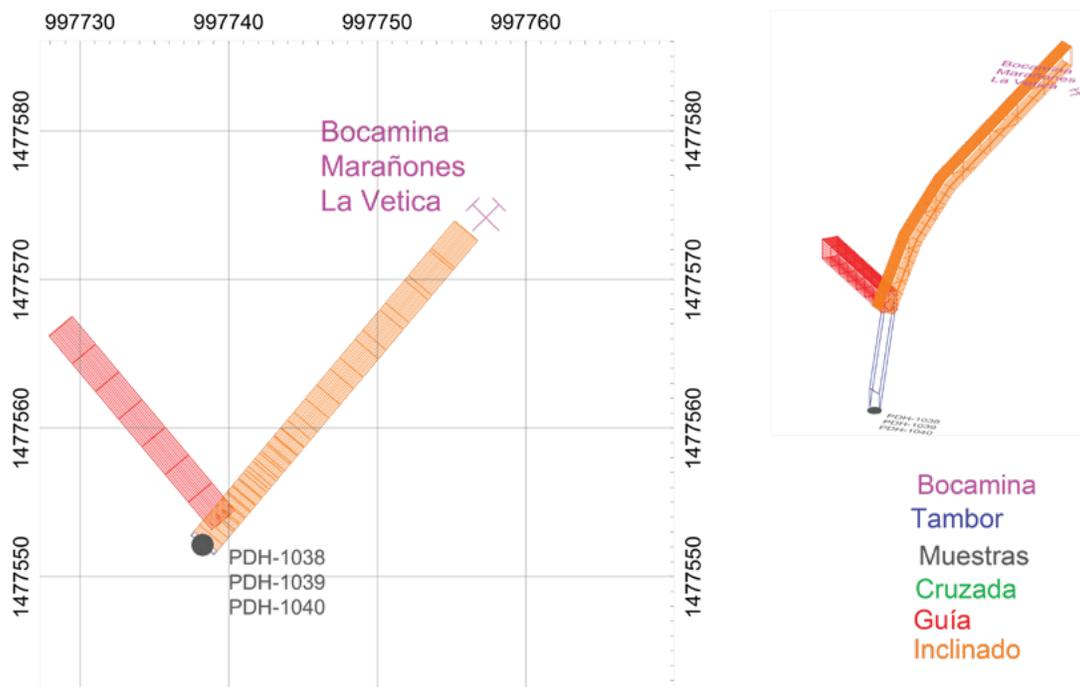
Mina Marañoses, La Vetica

Consta de un túnel de 70 metros de profundidad, con una inclinación de 35° en la bocamina, que luego se incrementa a 50°, después a 75°, hasta verticalizarse por completo. Con una guía de 10 metros en dirección S40°W, avanza sobre una estructura mineralizada en zona de falla en dirección N60°W, buzando entre 35° y 90° al SW. El espesor varía desde 10 hasta 45 centímetros. La mineralización consta de venas de cuarzo con nidos de sulfuros como pirita, calcopirita y esfalerita (fotografía 3.4 y figura 3.7).

Fotografía 3.4. Desarrollo minero y estructura mineralizada de la mina Marañoses (La Vetica)



Figura 3.7. Poligonal de trabajos mineros. Mina Marañoses



Mina La Bendición de Dios

La explotación se localiza 5 km al occidente de la cabecera municipal de San Martín de Loba y 2 km al NE de Ciénaga Vieja. Las labores mineras se desarrollan a partir de una cruzada de 53 metros de longitud con inclinación de

Fotografía 3.5. A y B) Bocamina de La Bendición de Dios. E: 997781, N: 1477551, altitud: 24 m; azimut: 220°.



67° en dirección SW (azimut 220° en bocamina), que sigue paralela a una estructura sigmoidal mineralizada. A 50 metros de la bocamina se corta la estructura con mayor desarrollo minero, que se explota por medio de una guía en dirección NW-SE (fotografía 3.5 y figura 3.8).

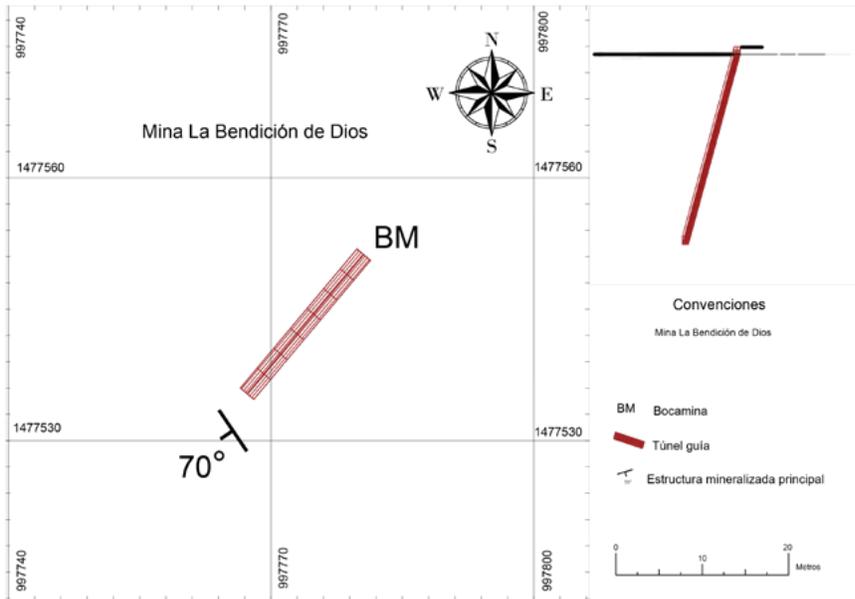
La mineralización se expone en una zona de falla con dirección N57°W buzando 70° al SW, rellenas con venas de cuarzo con notorio fracturamiento. Estas venas alcanzan hasta 50 cm de espesor, y los minerales de

mena se acumulan en nidos de pirita, calcopirita y esfalerita. En el contacto de veta y roca encajante se visualiza contenido moderado de arcillas (fotografía 3.6).

Fotografía 3.6. A y B) Veta mineralizada en la mina La Bendición de Dios, sector Marañones.



Figura 3.8. Poligonal de la mina La Bendición de Dios, sector Marañones



3.7.2.2. SECTOR MINA NIGUA

En la zona de Mina Nigua, al sur de San Martín de Loba, se encuentran varias explotaciones mineras, de las que se visitaron las minas de Pozo Rico-Nigua, mina Nigua y mina Joche.

Mina Pozo Rico, mina Nigua

La mina Pozo Rico está localizada 200 m al sur de la quebrada Nigua y 830 m al NW de la quebrada Agua Linda, en la vereda Mina Seca, municipio Barranco de Loba. Las labores mineras se desarrollan a lo largo de una cruzada de 130 metros de longitud con inclinación promedio de 22° en dirección SE (azimut 120° en bocamina) y un apique con azimut de 360°, inclinación de 90° y 14 m de profundidad, donde se expone la estructura mineralizada (fotografía 3.7 y figura 3.9).

La estructura principal exhibe una tendencia N60°E/75°SE con un espesor de 80 cm, que es intersecada por sucesivas familias de diaclasas con tendencia N10°W/75°SW. El desarrollo de esta mineralización tiene lugar en una brecha de falla con clastos angulares, monominerales y de diferentes tamaños, además de bandeamientos subparalelos de minerales arcillosos, crisocola y óxidos de hierro.

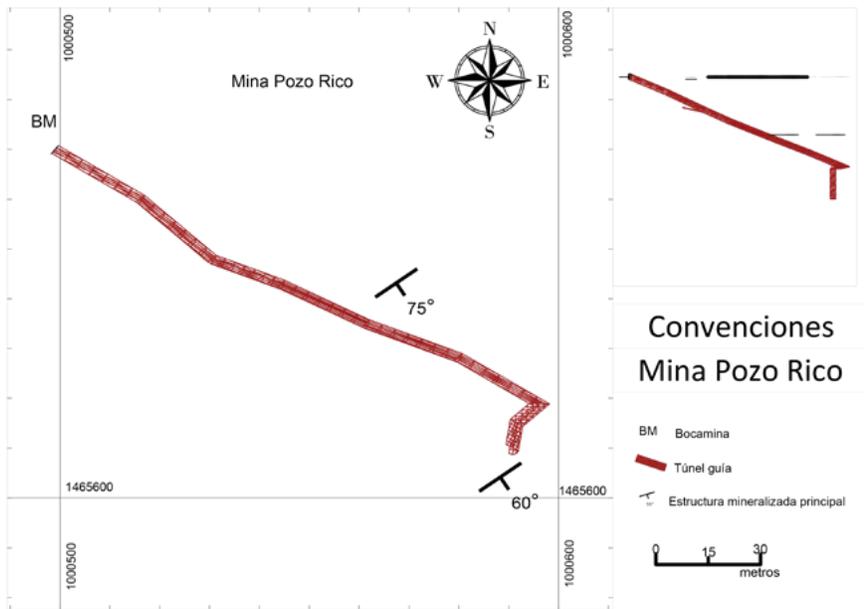
En los respaldos de la estructura principal es común encontrar acumulaciones de esfalerita masiva enriquecida en hierro alojada en estructuras de brecha de falla con pirita diseminada, líticos cloritizados y venas de cuarzo sacaroidal y cuarzo *comb* (fotografía 3.8).

La roca encajante corresponde a roca ígnea plutónica, holocristalina, inequigranular de grano grueso clasificada según el diagrama de Streckeisen como monzonita hornbléndica.

Fotografía 3.7. Bocamina mina de Pozo Rico. E:1000499, N:1465670; altitud: 167 m; azimut: 120°



Figura 3.9. Poligonal de la mina Pozo Rico, sector Las Niguas



Fotografía 3.8. Mineralización de sulfuros masivos y vetas de cuarzo-sulfuros



Mina Nigua

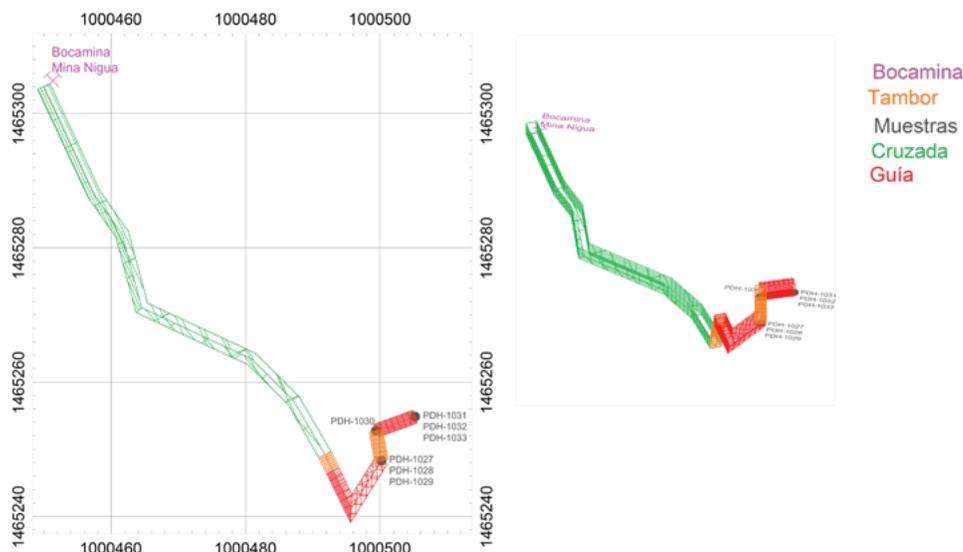
La explotación minera se localiza 200 metros al nororiente del caserío Mina Nigua. Se trata de una explotación subterránea artesanal que sigue una cruzada subhorizontal de 70 metros de largo en dirección suroriente, cortando una roca intrusiva (monzonita) moderadamente alterada, para luego llegar a la estructura mineralizada, que consta de una serie de venas de hasta un metro de espesor, que sigue una zona de falla en dirección N55°E buzando 60° al SW. La mineralización consta de venas de cuarzo con textura de espacios abiertos (diente de perro) con agregados de sulfuros (pirita-esfalerita-galena) de hasta 5 milímetros, y con espesores que varían de un centímetro a un metro, con contacto fallado relleno de salbanda con la roca encajante (fotografía 3.9 y figura 3.10).

Fotografía 3.9. Estructura de la mina Nigua (Luis Gutiérrez).

Cruzada principal, vena mineralizada en zona de falla, contacto entre la estructura mineralizada y la roca caja en el frente de explotación actual.



Figura 3.10. Poligonal de la mina Nigua, en el sector Las Niguas



3.7.2.3. SECTOR PUEBLITO MEJÍA

En Pueblito Mejía existen numerosas explotaciones, aunque se documentan solamente algunas de relevancia, entre ellas las minas de los Madera, Fogaje, Curva y La Fe.

Mina Los Madera

Se localiza al oriente del corregimiento de Pueblito Mejía, sobre la cuenca de la quebrada La Azulita, vereda Mina Gloria. El ingreso a las labores mineras se realiza a través de un apique con una profundidad mayor de 20 metros. Las labores mineras persiguen una estructura de dirección N-S buzando 65° al este. En el momento de la visita, el frente de explotación actual se encontraba inundado. La veta principal se describe a partir del material de acopio, y corresponde a una veta de cuarzo-sulfuros de color gris, de texturas bandeadas y drusiformes, con presencia de venillas de piritita con espacios vacíos y óxidos de hierro. Se observan vetillas de sulfuros muy finos cortando la mineralización principal. En inmediaciones de la bocamina se puede observar la roca caja, que corresponde a un cuerpo intrusivo de textura holocristalina, inequigranular, con fuerte vetilleo paralelo de cuarzo en dirección N70°E. El cuerpo ígneo exhibe de moderada a fuerte meteorización (fotografía 3.10.).

Fotografía 3.10. Apique de acceso, roca mineralizada y frentes de avance en la mina Los Madera



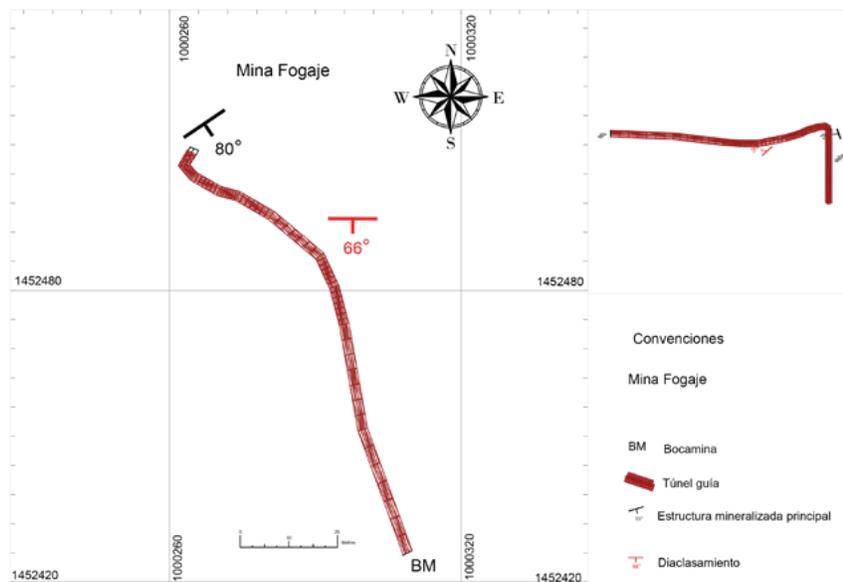
Mina El Fogaje

La explotación se localiza al oriente del corregimiento de Pueblito Mejía, sobre la cuenca de la quebrada La Azulita. Las labores mineras se realizan en una galería horizontal de 100 m con dirección N20°W, hasta un apique que comunica con el frente actual de explotación, de 35 m de extensión, con dirección N30°E (fotografía 3.11 y figura 3.11).

La estructura principal exhibe una tendencia N40°E/80°SE, con un espesor de 40 cm, que es intersecada por sucesivas familias de diaclasas con tendencia E-W/75°S. El desarrollo de esta mineralización tiene lugar en una

brecha de falla con clastos angulares, monominerales y de diferentes tamaños, con bandeamientos subparalelos de cuarzo \pm calcita y minerales de mena en bandas, manchas y diseminados, como pirita, esfalerita y, en menor proporción, galena.

Figura 3.11. Poligonal de la mina Fogaje, en el corregimiento Pueblito Mejía



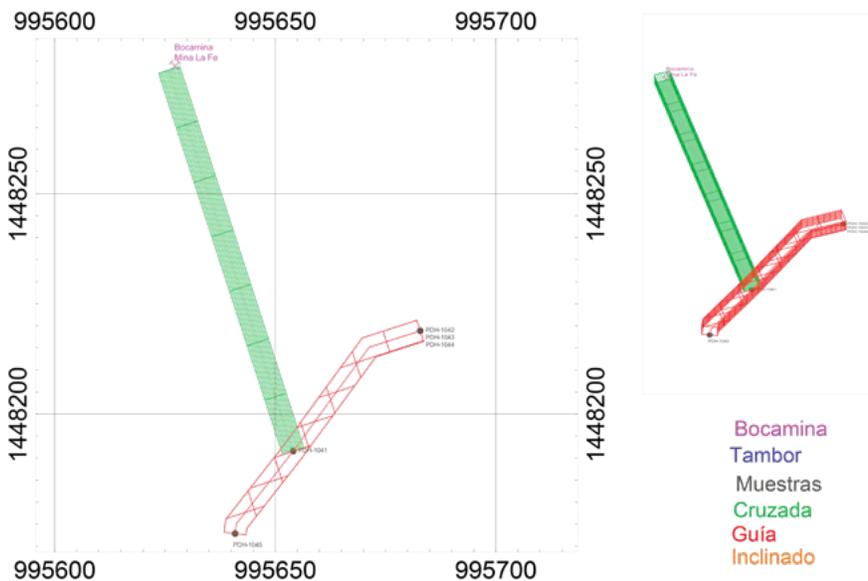
Fotografía 3.11. Bocamina de Fogaje. E: 1000309, N: 1452426; altitud: 245 m; azimut: 30°



Mina La Fe (Asominafé)

La mina se localiza en la cuenca alta de la quebrada Mejía, a 10 kilómetros, en dirección sur, del centro poblado Pueblito Mejía. Se trata de una explotación subterránea artesanal a la que se accede a través de una cruzada horizontal de 91 metros, a través de tobas de cristales parcialmente alteradas, hasta cortar una estructura con venillas de cuarzo menores de un centímetro de espesor, en dirección N60°E, buzando 80° al SE. Esta estructura se explota en ambas direcciones a lo largo de una guía de 30 metros al NWW y 35 metros al SEE (fotografía 3.12 y figura 3.12).

Figura 3.12. Poligonal de los trabajos mineros en la mina La Fe



Fotografía 3.12. Estructura de la mina La Fe. Bocamina, cruzada, roca caja argilizada y roca caja de tobas de cristales



Mina Curva

La mina Curva se localiza 1.600 m al norte de la quebrada La Azulita, en la vereda del mismo nombre, corregimiento de Pueblito Mejía, en el municipio Barranco de Loba. Las labores mineras se ejecutan en una galería horizontal de 51 m con dirección N50°W desde la bocamina y un apique vertical de 35 m que comunica con el frente actual de explotación, con dirección N70°E (fotografía 3.13 y figura 3.13).

Si bien no se puede acceder directamente hasta el frente de explotación actual por problemas de manejo de agua, se indentifican varias estructuras mineralizadas a lo largo de la labor minera. Estas estructuras vetiformes de cuarzo presentan tendencia que varía de N40°E/70°SE a N55°E/82°SE, con espesores de hasta 30 cm. En cuanto a minerales de mena, solo se aprecia pirita diseminada, y en los respaldos de dichas vetas se registran halos de alteración fílica con notoria pérdida de textura original de la roca encajante. La mineralización es intersecada por varias familias de diaclasas, con tendencia N55°W/34°NE, con lineamientos de salbanda de hasta 3 m de espesor.

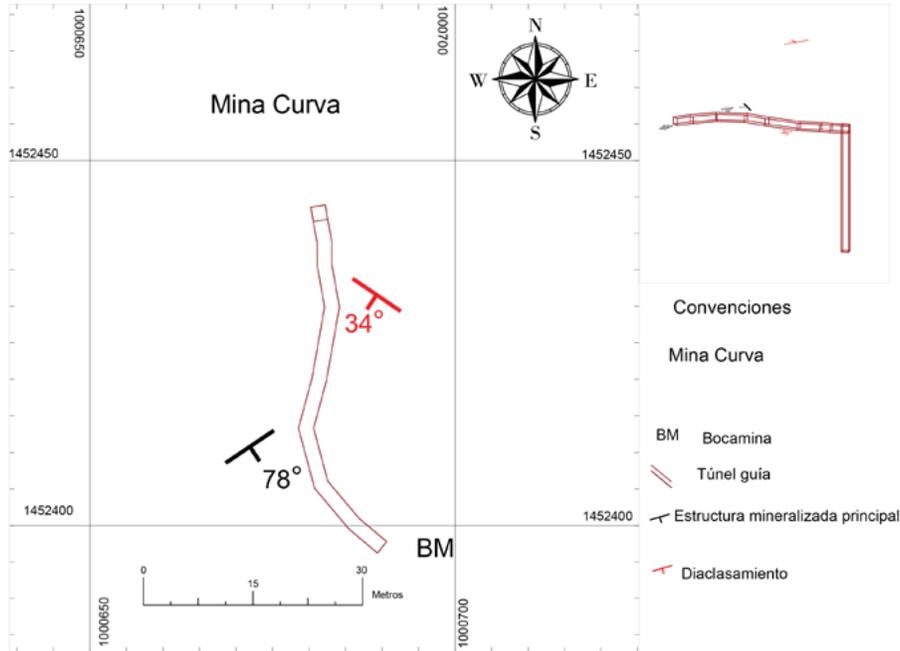
Fotografía 3.13. A) Bocamina de la mina Curva. E:1000690, N:1452397; altitud: 296 m; azimut: 310°. B) Apique para acceder al frente mineralizado



Fotografía 3.14. Roca encajante: toba lítica andesítica



Figura 3.13. Poligonal de la mina Curva, en el corregimiento Pueblito Mejía



Mina La Esperanza, Santacruz

La mina La Esperanza se localiza 600 m al este del corregimiento Mina Santa Cruz, perteneciente al municipio Altos del Rosario. Allí las labores mineras se inician en un apique de 30 m de profundidad con inclinación de 90° y azimut de 180°, que conduce hasta una cruzada horizontal de 12 m y azimut de 140°, que a su vez conduce hasta un nuevo apique, de 5 m, con inclinación de 90° y azimut de 145°, donde se halla la estructura mineralizada que se explota actualmente (fotografía 3.15 y figura 3.14).

La tendencia principal de la estructura mineralizada es E-W/75°S, en una zona de brecha de falla de 60 cm de ancho, donde la veta de cuarzo se aprecia multifracturada, con desarrollo de fragmentos angulosos y composición homogénea. En esta zona interfieren varias familias de diaclasas con tendencia N60°W/77°-NE. Los minerales presentes corresponden a pirita euhedral de hasta 2 cm de tamaño y pirita anhedral diseminada acumulada en nidos, cuarzo y sericita masivos y arcillas en menor proporción.

En el interior de la mina se identifica una roca encajante de grano fino y tonalidad verdosa. Presenta epidotización y silicificación con fuerte diaclasamiento. Preliminarmente se clasifica como toba cristalina. Esta toba se halla en contacto intrusivo con un cuerpo ígneo compuesto por fenocristales de plagioclasa sericitizados en una matriz de grano más fino, de tonalidad grisácea, con silicificación y diseminación de pirita. Esta roca se clasifica como andesita porfírica (fotografía 3.16).

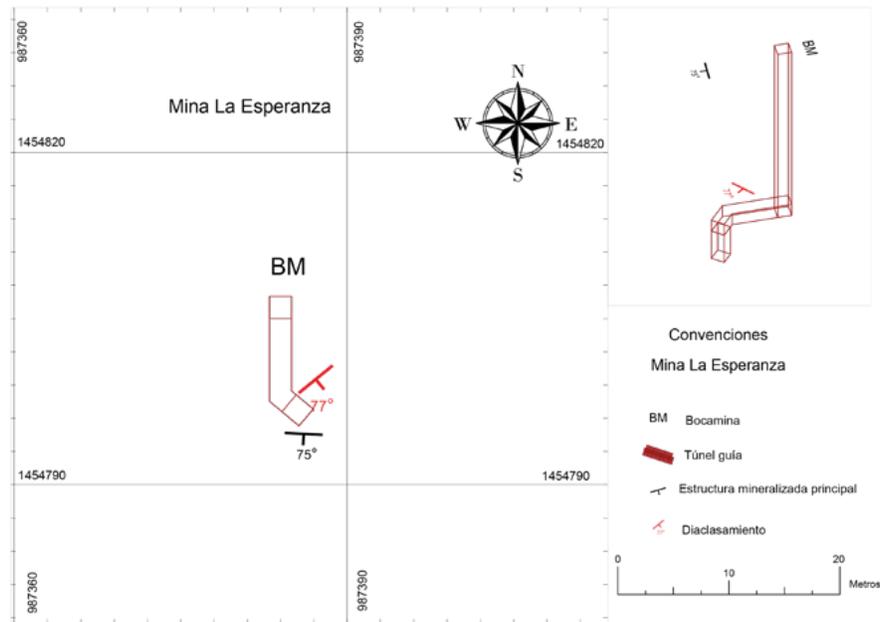
Fotografía 3.15. Bocamina y frente mineralizado de la mina La Esperanza. E:987384, N:1454807; altitud: 43 m; azimut: 270°



Fotografía 3.16. Roca encajante de la mina La Esperanza, en Santa Cruz. A) Toba cristalina silicificada diaclasada. B) Toba cristalina en contacto intrusivo con andesita porfírica



Figura 3.14. Poligonal de la mina La Esperanza, en el corregimiento Mina Santa Cruz



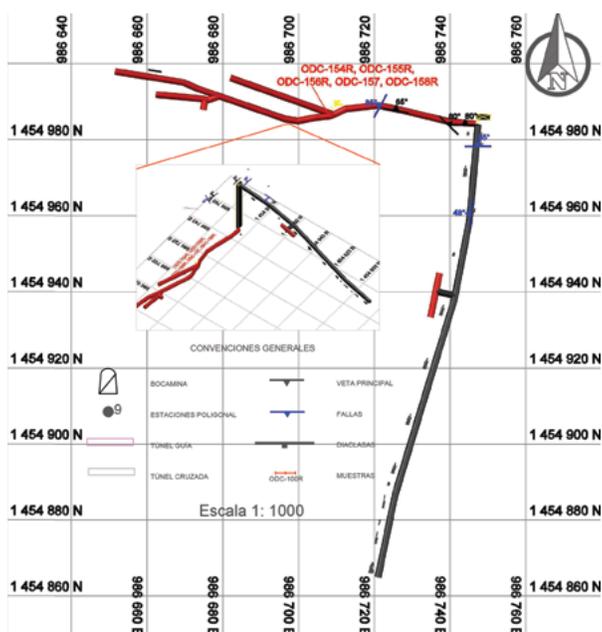
Mina Pozo Rico, minas de Santa Cruz

La explotación se encuentra en el municipio de Barranco de Loba, sector minero de Santacruz. Las labores mineras corresponden a una cruzada con una longitud de 120 metros, en dirección norte, que conecta con un apique principal por medio del cual se desarrollan diferentes niveles de explotación que persiguen una zona de falla con dirección general N45°W, buzando 80° al norte, con un espesor general de 0,9 metros. El sentido del movimiento es sinestral-inverso (fotografía 3.17 y figura 3.15).

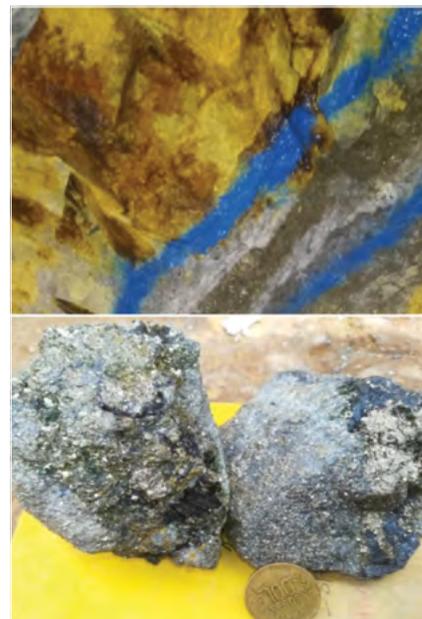
La mineralización se encuentra en venas de sulfuros, principalmente esfalerita (5%), calcopirita (15%), calcosina-covelina (0,5%), galena (1%), marcasita (1%) y piritita (2%). Las vetas, cuyo espesor oscila entre 0,15 y 0,3 metros, presentan un relleno de arcillas menor de 5 centímetros y vetillo paralelo dentro de la zona de falla. La alteración principal es cuarzo-sericita entre moderada y fuerte, restringida a la estructura, con halos de alteración argílica en fenocristales.

La mineralización se encuentra encajada en rocas intrusivas graníticas de composición diorítica en contacto con andesitas porfíricas y tobas de cristales y líticos de grano medio a fino con alteración propilítica y silicificación sobreimpuesta cerca del contacto con las dioritas (fotografía 3.17).

Figura 3.15. Poligonal de desarrollo minero. Mina Pozo Rico.



Fotografía 3.17. Estructura y mineralización metálica de la bocamina de Pozo Rico



3.7.3. MUNICIPIO DE TIQUISIO

3.7.3.1. SECTOR DE MINA SECA

Este sector se localiza al sur del casco urbano del municipio y abarca una amplia variedad de explotaciones mineras. Las explotaciones descritas corresponden a las representativas que estaban activas en el momento de la visita.

Mina Rancho Quemado

Se localiza 17 km al sur de la cabecera municipal de Puerto Rico-Tiquisio, en el sector minero de Mina Seca. Las labores mineras se caracterizan por avances irregulares en diferentes direcciones que se desarrollan a partir de una cruzada con dirección E-W a NE, hasta cortar aproximadamente a los 80 metros de longitud una estructura de falla en dirección E-W buzando 65° al sur, explotada en pequeños túneles horizontales e inclinados (fotografía 3.18 y figura 3.16).

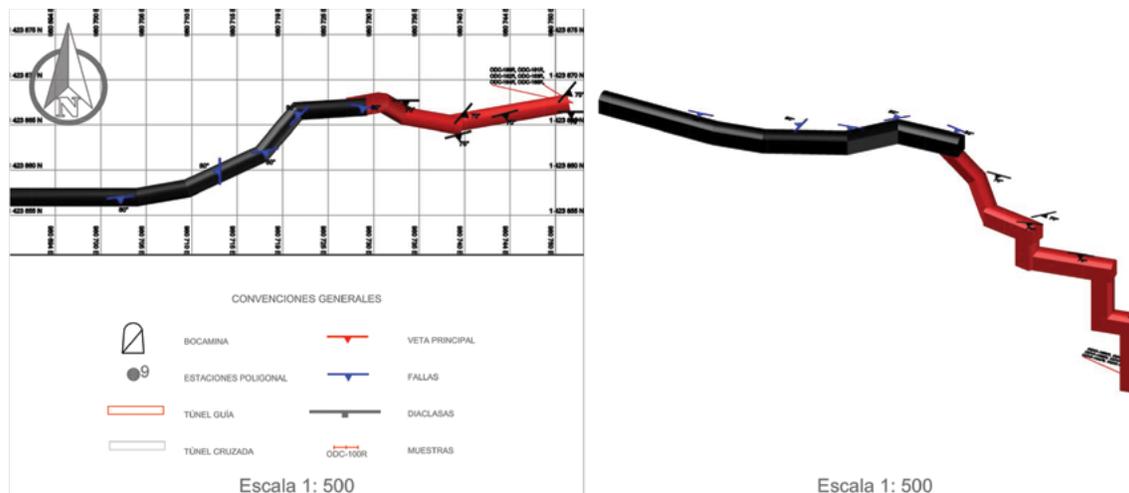
Fotografía 3.18. Estructura y mineralización metálica de la bocamina de Rancho Quemado



La zona de falla mineralizada en el frente actual de explotación tiene un espesor de 1,4 metros. Se caracteriza por presentar roca molida con arcillas y venas en los respaldos, piso y techo, con pirita y marcasita de tamaño de grano fino. Hacia el centro de la estructura, la mineralización es de sulfuros diseminados.

La alteración principal es cuarzo, sericita, pirita, illita y moscovita, con venillas de micas oscuras y leve textura brechoide. La roca encajante es granítica de color gris verdoso, con fenocristales de cuarzo, plagioclasa y anfíboles con parches de feldespato potásico y biotita secundaria con magnetita diseminada y en vetillas.

Figura 3.16. Poligonal de desarrollo minero. Mina Rancho Quemado.



Mina Jaime

Fotografía 3.19. Bocamina y frente de explotación, mina Jaime. E: 980578, N: 1422264. Altitud: 436 m; azimut: 120°

La mina Jaime se localiza 4 km al este de la quebrada Santo Domingo, en el corregimiento de Mina Seca, municipio de Tiquisio. Las labores mineras se inician en una cruzada horizontal de 9 m, en dirección S40°E. La cruzada se segmenta a cruzada inclinada de 15°, aproximadamente, con 19 m de longitud y dirección S15°E. La longitud total de dicha cruzada, hasta el frente mineralizado, es de 50 m (fotografía 3.19 y figura 3.17).



Actualmente se explota una estructura vetiforme irregular que alcanza hasta un metro de espesor, con una tendencia E-W/55°S. Esta estructura es cortada por varias familias de diaclasas con orientación N10°W/70°NE. La mineralización que se aprovecha en esta mina consta de pirita euhedral diseminada en arcillas blancas, y en menor proporción, acumulación en nidos de pirita anhedral. Dentro de la mina es notorio el avanzado estado de oxidación de la roca, principalmente en los respaldos, donde se alojan costras endurecidas de óxidos de hierro tipo hematita-goethita paralelas a la mineralización.

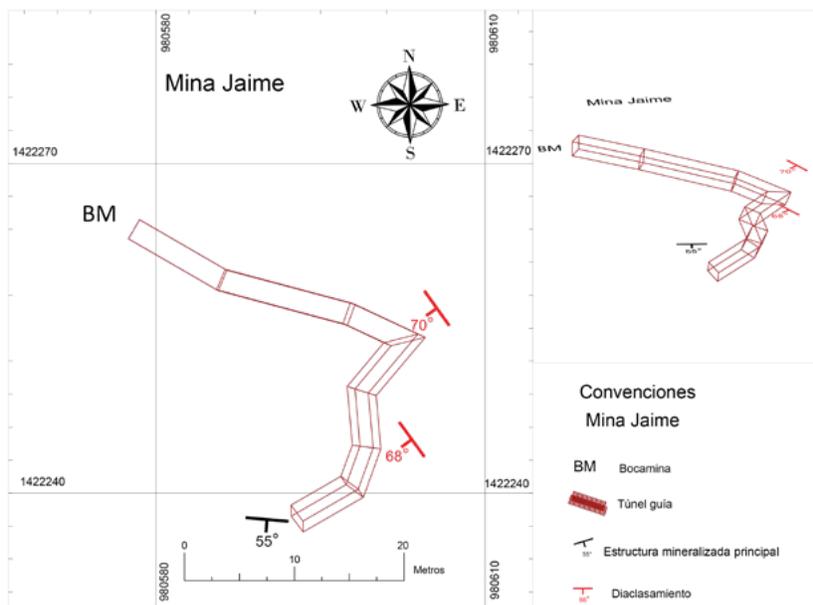
La roca encajante exhibe colores rojizos, ocre y parduzcos típicos de estados avanzados de oxidación. Aún se preserva la textura original de la roca y vestigios de minerales cloritizados. Si bien se dificulta su reconocimiento, esta se correlaciona con cuerpos ígneos plutónicos aflorantes en la zona.

3.7.3.2. MINA PICHÍ, SECTOR CASA DE BARRO

La mina Pichi se localiza sobre la margen izquierda de la quebrada San Antonio, en el corregimiento Casa de Barro, municipio de Tiquisio. Las labores mineras se ejecutan sobre una cruzada horizontal de 28 m y azimut de S65°W, que conduce a un apique vertical de 3 m en dirección S30°E; luego se encamina hasta la estructura mineralizada, en una galería horizontal de 15 m de longitud, con dirección N50°W (fotografía 3.26 y figura 3.18).

La estructura principal es de tipo vetiforme, de forma ondulada e irregular, y varía desde 50 cm hasta 1 m de espesor, con una tendencia E-W/45°S. La estructura está afectada por diaclasas con orientación N12°W/65°NE.

Figura 3.17. Poligonal de la mina Jaime, en el corregimiento Mina Seca, Tiquisio

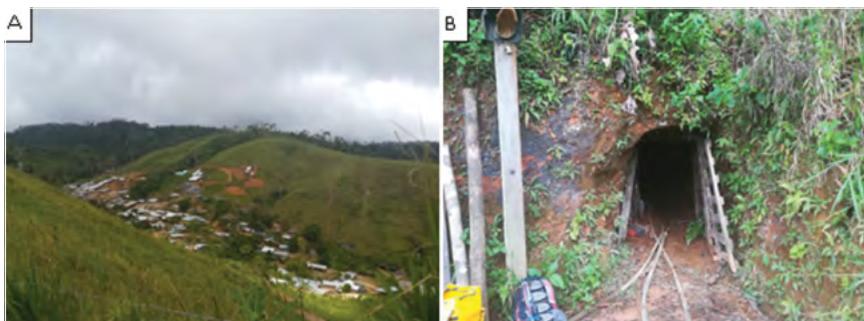


La mineralización consta de pirita euhedral diseminada y en nidos o manchas de pirita anhedral, en proporción cercana al 10%. La veta está embebida en una matriz de arcillas blancas.

En algunas partes se aprecia La mineralización fresca de pirita y cuarzo multifracturados, afectados por la misma deformación. Es notoria la presencia de calcedonia alrededor de pirita y en relleno de fracturas (fotografía 3.21). La presencia de cuarzo con textura oquerosa, texturas vuggy silica-boxwork, alta obliteración y alto grado de oxidación, son indicadores de posible alteración hidrotermal argílica avanzada (fotografía 3.21).

Dentro de la mina es notable el avanzado estado de oxidación de la roca, principalmente en los respaldos, donde se alojan costras endurecidas de óxidos de hierro tipo hematita-goethita paralelas a la mineralización.

Fotografía 3.20. Localización y bocamina de la mina Pichi



Fotografía 3.21. Mineralización aurífera. Mina Pichi. A) Pirita y cuarzo multifracturados con relleno de facturas de calcedonia. B) Roca con textura boxwork, típica de la alteración argílica avanzada.



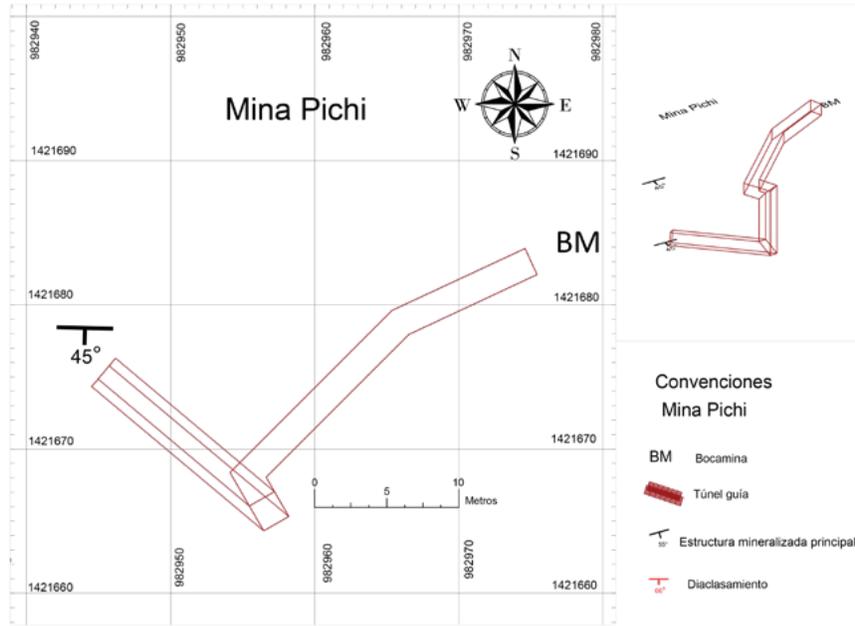
3.7.4. NOROSÍ

3.7.4.1. SECTOR BUENA SEÑA

Mina La Esperanza

La mina se localiza en la vereda de Buena Señá, correspondiente al municipio de Norosí. A la zona mineralizada se accede a través de un inclinado de 40 metros de longitud. El frente actual se encuentra inundado, por lo que se debe realizar la labor de muestreo en el techo de la guía de acceso. La estructura principal presenta una dirección N40°E buzando 60° al SE, con un espesor total de 1,5 metros. Presenta vetilleo paralelo con pirita euhedral y, en

Figura 3.18. Poligonal mina Pichi, corregimiento Casa de Barro, Tiquisio.



menor proporción, nidos de calcopirita con carbonatos de cobre (malachita). La mineralización se encuentra encajada en tobas líticas con leves tonalidades rosadas con alteración argílica fuerte. En el material de acopio se observan fragmentos mineralizados de veta con alteración cuarzo-sericitica débil, con pirita de grano fino (fotografía 3.22).

Mina Ancha

La explotación se localiza en el caserío de Buena Señá. Se trata de una explotación subterránea artesanal a la que se accede a través de una cruzada subhorizontal de 40 metros en dirección N50°W a lo largo de tobas de cristales, para luego cortar una vena subvertical en dirección N60°E buzando al NW, que es explotada a lo largo de galerías en diferentes niveles en la vertical, con diferencia de 15 metros entre cada nivel. La mineralización consta de cuarzo-sericitica con sulfuros como pirita y calcopirita. La roca hospedante presenta alteración argílica débil (fotografía 3.23).

Fotografía 3.22. Bocamina, explotación y mineralización en la mina La Esperanza, Buena Señá.



Fotografía 3.23. Estructura de mina Ancha: túnel de acceso, estructura mineralizada y roca encajante (toba de cristales)





4.

ASPECTOS GEOLÓGICOS

La composición mineralógica de los depósitos determina el comportamiento de las menas en los procesos de beneficio. Por este motivo es de gran importancia conocer desde su origen los procesos geológicos involucrados en la formación de estos, así como de las condiciones finales del depósito mineral. Teniendo en cuenta el origen y los procesos mineralizantes se puede establecer el tipo de depósito, particularmente aquellos de origen hidrotermal, característico de la zona estudiada. El capítulo pretende describir características mineralógicas obtenidas a partir de análisis petrográficos, de metalografía, análisis por microsonda electrónica (EPMA), espectroscopía infrarroja, espectrometría Raman y microtermometría de inclusiones fluidas que brindan información importante acerca de los procesos que condujeron a la formación de los minerales encontrados y que a su vez facilitarán la selección apropiada de procesos geometalúrgicos.

Detalle de la roca caja, vista a través de la lupa. Fotografía tomada por Julián Vélez, Servicio Geológico Colombiano.

4.1. FUNDAMENTOS TEÓRICOS: GEOLOGÍA Y YACIMIENTOS MINERALES

El escenario geológico de la parte más septentrional de Suramérica está enmarcado por una amplia zona de deformación conocida como Bloque Norandino, cuya configuración tectónica se debe a la colisión oblicua, con subducción y acreción de terrenos alóctonos oceánicos en sentido dextral, agrupados como el Reino Tectónico del Oeste (WTR), donde interactúan los denominados terrenos San Jacinto, Sinú y Cañasgordas, en los cuales se localizan las mineralizaciones visitadas al sur de Puerto Libertador. (Cediel *et al.*, 2003) y (González, 2001).

Los terrenos oceánicos acrecionados del Cretáceo superior están conformados por basaltos, sedimentitas y, en menor proporción, por unidades vulcanoclásticas de la Formación Barroso, y por turbaditas, chert y calizas de la Formación Penderisco. De forma discordante afloran rocas sedimentarias cenozoicas, consideradas parte del prisma acrecionario, y se conocen como Cinturón Plegado de San Jacinto, al norte, y Sinú, al oeste.

Los terrenos oceánicos están adosados a la corteza continental compuesta por rocas metasedimentarias paleozoicas del Complejo Cajamarca. La margen de contacto entre ellos es la zona de falla Cauca-Romeral (Cediel y Cáceres, 2000; González y Londoño, 2002a; 2003; Cediel *et al.*, 2003; Villagómez y Spikings, 2013).

Las rocas de afinidad oceánica están siendo intruidas por dioritas, tonalitas y stocks porfiríticos de composición intermedia, del Cretáceo tardío (Kulla y Oshust, 2018). Estas rocas serían la fuente de las mineralizaciones de Cu, Au y Ag presentes.

La geología es la ciencia que estudia el origen, la composición y la estructura del planeta Tierra, así como la evolución y los procesos que la han modificado desde su origen (cerca de 4.600 millones de años) hasta el tiempo actual. La parte sólida está compuesta por rocas cuya composición es variada, dependiendo de la profundidad y de los procesos tanto internos como superficiales en los que interviene. El interior de la Tierra se ha diferenciado en tres capas concéntricas principales, según características establecidas especialmente por métodos geofísicos. Ellas son:

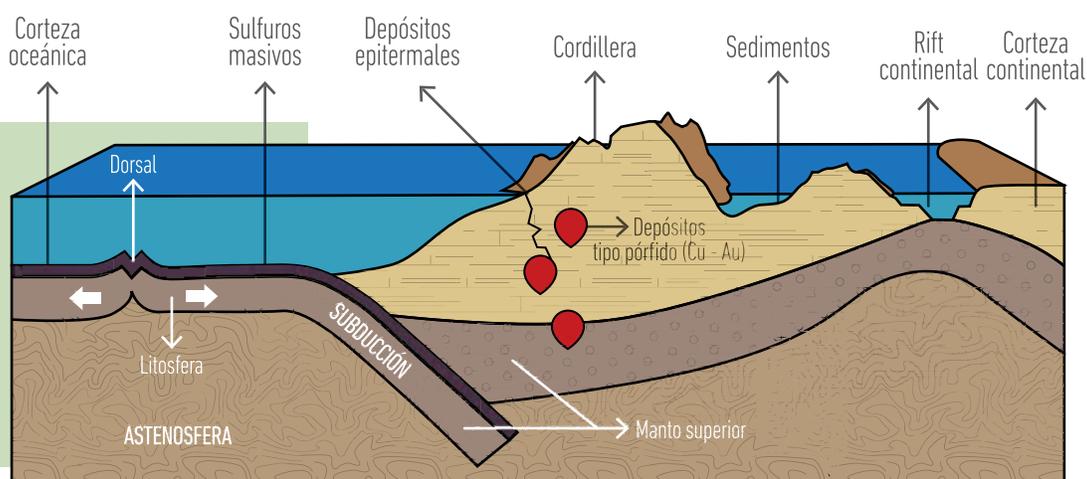
Corteza. Es la capa más externa de la Tierra, y en ella se encuentran concentrados los yacimientos minerales. Tiene una profundidad que oscila entre los 20 y 70 km bajo los continentes (corteza continental), y de 10 km bajo los océanos (corteza oceánica). La corteza oceánica es más densa que la corteza continental, y está compuesta principalmente por rocas básicas y ultrabásicas. La corteza continental en general está formada esencialmente por rocas y minerales silicatados y elementos litófilos (con afinidad por el oxígeno).

Manto. Es la capa intermedia. Está comprendida entre los 70 y 2.900 km de profundidad. Esta capa generalmente se subdivide en manto inferior y manto superior.

Núcleo. Es la parte interna de la Tierra. Tiene una profundidad de 2.900 a 6.000 km. Se cree que en la parte interna, el núcleo está formado por minerales metálicos siderófilos, como el níquel y el hierro.

La dinámica de la Tierra se manifiesta en corrientes de convección formadas desde el interior del manto terrestre hacia la corteza, donde tiene lugar la ruptura de la corteza en fragmentos o retazos, soportados en el manto superior a través de una zona denominada *astenosfera*.

Figura 4.1. Depósitos auríferos y su relación con la tectónica de placas. Fuente: modificado a partir de Melgarejo *et al.*, 1990.



La corteza se compone de placas o fragmentos móviles individuales, más o menos rígidos, que se desplazan e interactúan entre ellos, y que se conocen como placas tectónicas. En la dinámica terrestre se crea y se destruye corteza continuamente. La creación o formación de corteza se produce en los límites divergentes de las placas tectónicas (dorsales oceánicas y rifts continentales). En los límites convergentes de las placas tectónicas, donde estas se mueven hacia un punto común, a veces una placa se hunde (subduce) debajo de otra; estas áreas, que se conocen como zonas de subducción, son responsables de la formación de grandes cadenas montañosas, como los Andes; además, son responsables de la generación de eventos sísmicos y del emplazamiento y acumulación de yacimientos minerales (sulfuros masivos, pórfidos y yacimientos epitermales de metales preciosos, entre otros). El origen de los depósitos minerales metálicos está estrechamente relacionado con ambientes asociados a la interacción de placas tectónicas (fragmentos de corteza terrestre) (figura 4.1).

4.1.1. GENERALIDADES DE YACIMIENTOS AURÍFEROS

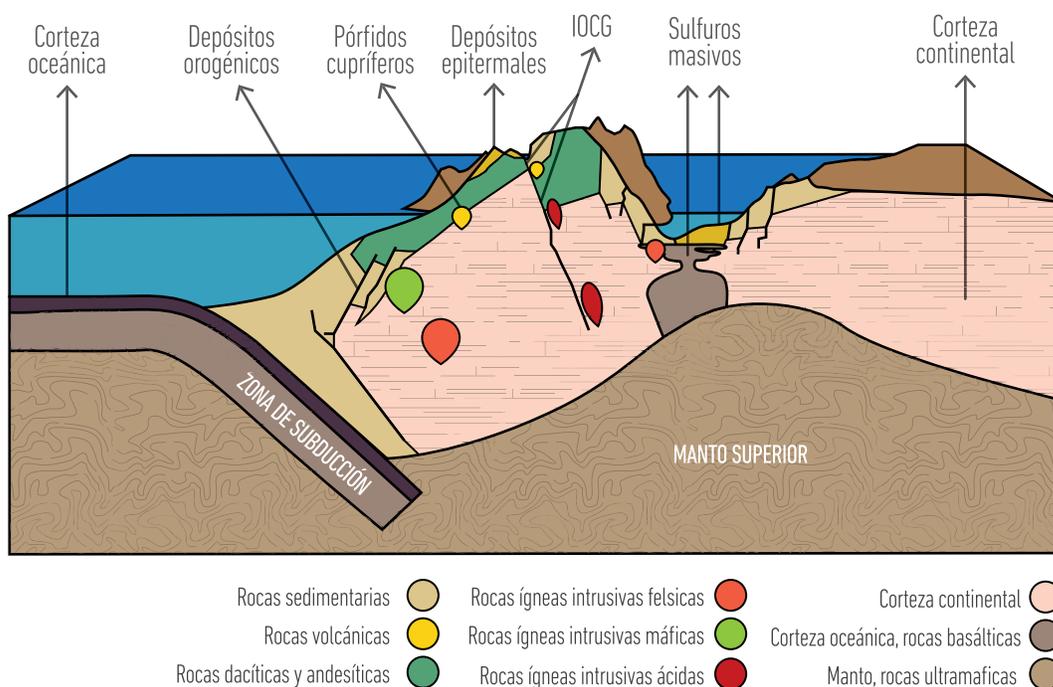
Un yacimiento mineral es la acumulación en superficie, o cerca de ella, de compuestos metálicos o no metálicos que, debido a su extensión, disposición o enriquecimiento, pueden recuperarse con beneficio económico. El oro es un metal precioso de color amarillo, brillo metálico, denso (19,3 g/cc) y blando (2,5-3 Mohs), muy apreciado por su belleza, utilidad y escasez; no se oxida ni pierde su lustre. Entre los metales conocidos, se lo considera el más dúctil y maleable.

Desde el punto de vista geoquímico, se considera que el oro es un elemento con movilidad restringida; se transporta en soluciones acuosas a través de complejos clorurados y sulfurados. Los fluidos involucrados en este proceso reaccionan con las rocas circundantes y permiten la removilización del oro en fluidos que viajan a través de fracturas y poros.

Los cambios de presión, temperatura y reactividad geoquímica dan lugar a su precipitación. En los yacimientos minerales, el oro se asocia principalmente con elementos como la plata (Ag), el arsénico (As), antimonio (Sb), mercurio (Hg), selenio (Se) y telurio (Te). En algunos depósitos se presenta asociado con hierro (Fe), zinc (Zn), plomo (Pb) y cobre (Cu). El tamaño y tipo del depósito aurífero depende de los factores ya mencionados, así como de la magnitud del evento y el tiempo de aparición.

La posición tectónica de Colombia es estratégica y privilegiada, porque tiene una gran variedad de ambientes favorables para la formación de depósitos minerales; corresponde con márgenes convergentes o márgenes activos donde tienen lugar la formación de montañas (cordillera de los Andes), actividad volcánica y sísmica y acumulación de minerales metálicos como el Au, Cu, Pb y Zn (figura 4.2).

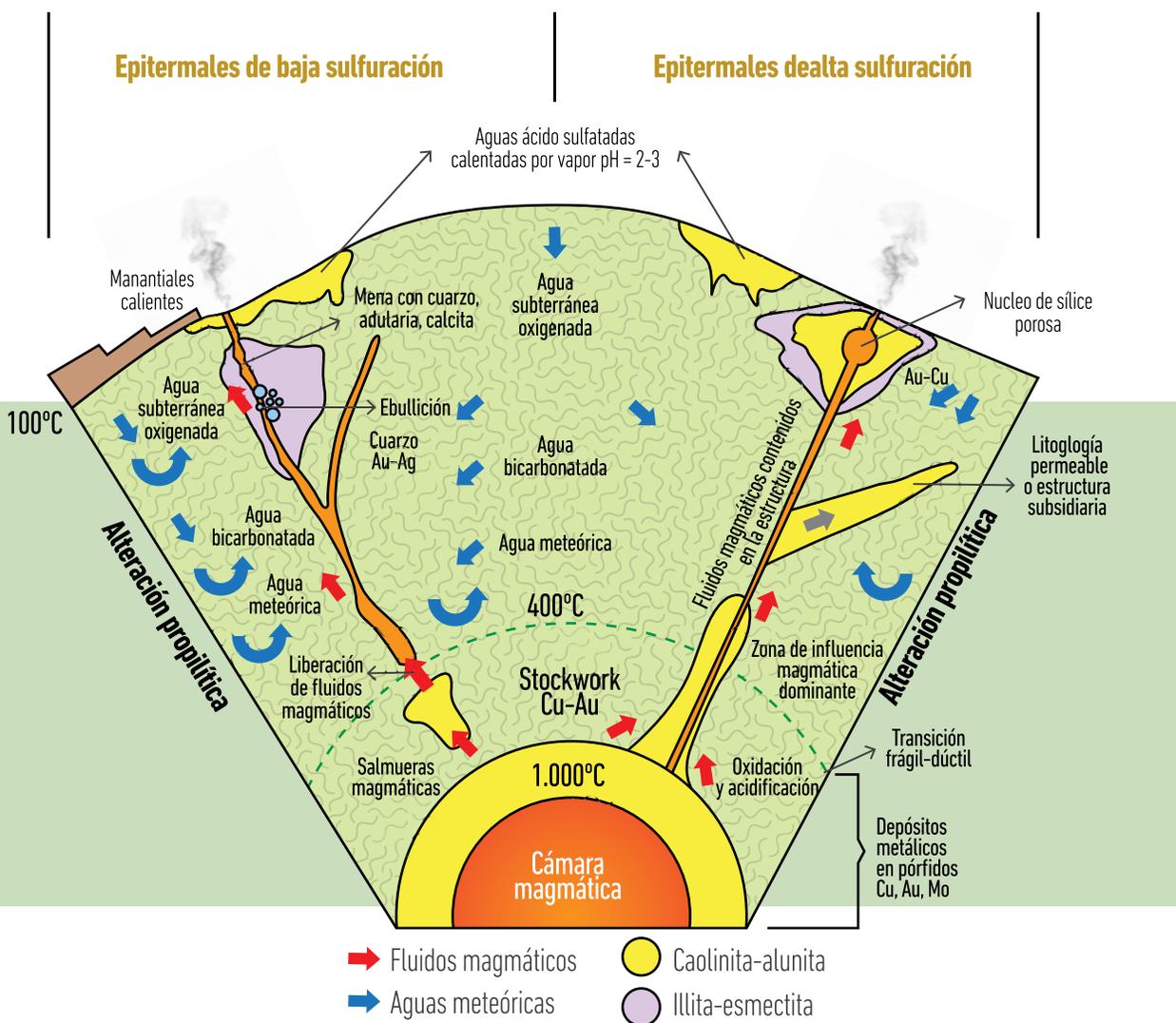
Figura 4.2. Depósitos auríferos en ambientes compresivos de márgenes tectónicas activas. Fuente: modificado a partir de Lydon, 2007, en Godfellow y Lydon, (2007).



A continuación, se mencionan y exponen las generalidades de los principales yacimientos auríferos del mundo que han sido descritos, y los que han sido reconocidos en el territorio colombiano, o que tienen potencial en el país, dada la diversidad de ambientes de formación de yacimientos que se presentan:

Depósitos epitermales. En este tipo de depósitos la mineralización de metales preciosos y de sulfuros asociados se produce a partir de fluidos hidrotermales calientes cargados de metales que se precipitan en las fracturas y fallas de las rocas encajantes (vetiformes) o en forma de diseminaciones formadas dentro de la roca de caja, cuando se presentan las condiciones adecuadas de porosidad y permeabilidad. Los depósitos epitermales se forman a profundidades de entre 1 y 2 km desde la superficie, y genéticamente se encuentran relacionados con ambientes de vulcanismo activo. La mineralización de yacimientos epitermales de metales preciosos puede formarse a partir de dos tipos de fluidos químicamente distintos: los denominados depósitos epitermales de baja sulfuración, que tienen un pH cercano a neutro, y los fluidos de alta sulfuración, que son más oxidados y ácidos. Los términos alta y baja sulfuración fueron introducidos por Hedenquist (1987), y se refieren al estado de oxidación del azufre; en los de baja sulfuración se presenta como S⁻² en forma de H₂S (reducido), mientras que en los de alta sulfuración el azufre se presenta como S⁺⁴, en forma de SO₂ (oxidado). Se pueden destacar a escala mundial, como depósitos epitermales de alta sulfuración, Yanacocha (Perú) y El Indio (Chile); como depósitos de baja sulfuración se destaca Guanajuato (México). En Colombia, el depósito de Angostura, en la provincia minera de Vetas-California, corresponde al tipo epitermal de alta sulfuración (figura 4.3).

Figura 4.3. Modelo generalizado de formación de depósitos auríferos epitermales. Fuente: tomado de Camprubí *et al.*, 2003.



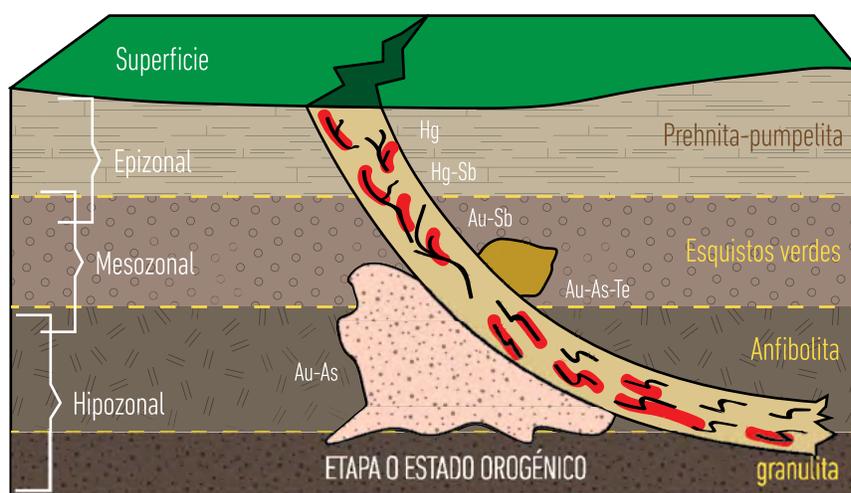
Depósitos tipo pórfido (pórfidos auríferos y cobre-oro). Estos depósitos se originan por el emplazamiento de cuerpos intrusivos subvolcánicos. Son yacimientos de baja ley (0,5 a 2 gramos por tonelada) y alto tonelaje, en los que ocurren eventos mineralizantes asociados a alteración hidrotermal (alteración potásica, alteración filica y altera-

ción argílica). Con respecto a la mineralogía, en este tipo de depósitos se encuentra oro libre con partículas de algunos micrones, o como inclusiones en calcopirita, en bornita o en granos de pirita, que se presentan en estructuras de *stockwork* (estovercas o enrejados), en venillas o en diseminaciones. A escala mundial pueden citarse como ejemplos el depósito de Bajo la Alumbraera (Argentina); La Coipa, cerro Casale y Marte/Lobo (norte de Chile) y Panguna (Papúa Nueva Guinea). De Colombia se pueden citar el depósito de La Colosa, en Cajamarca (Tolima, cordillera Central), Murindó (Antioquia) y Acandí (Chocó).

Depósitos de sulfuros masivos volcanogénicos-polimetálicos. Este tipo de depósitos puede estar relacionado con el vulcanismo submarino que ocurre en las dorsales mesoocéánicas. En ellos, por procesos hidrotermales, las sucesiones estratiformes o lenticulares vulcano-sedimentarias que se acumulan se pueden enriquecer en metales como cobre, plomo y zinc, además del oro como subproducto. En Colombia, al occidente de la falla de Romeral, en la cordillera Occidental, se presentan ambientes de formación adecuados para la acumulación de este tipo de depósitos; actualmente se reconoce la mina del Roble (Chocó) como un depósito de sulfuros masivos, pero igualmente se destacan los prospectos del Dovio (Valle del Cauca) y Anzá (Antioquia).

Depósitos orogénicos de oro. Son depósitos auríferos formados en zonas de fractura o de cizalla, que se producen por el transporte de metales en fluidos de origen metamorfo. Las condiciones de formación corresponden a ambientes sometidos a grandes esfuerzos tectónicos, como los que se dan en cadenas montañosas en crecimiento y deformación. El depósito orogénico consiste en numerosas venas de cuarzo en relleno de fracturas, con contenidos bajos de sulfuros, dispuestos generalmente en bandas, y con contenidos variables de Sb, Bi, Te y Hg. La arsenopirita es el sulfuro dominante, mientras que la pirita o la pirrotina se encuentran subordinadas; el oro se encuentra asociado con estos sulfuros. Los filones pueden tener extensiones de varios kilómetros y se distribuyen según la disposición estructural de las rocas hospedantes. De Colombia pueden citarse como ejemplos de depósito tipo oro orogénico, la zona minera de Amalfi (Antioquia), la mina El Vapor (Puerto Berrío, Antioquia) y la zona minera de Segovia (Antioquia), en la cordillera Central; de igual manera, en este trabajo se reconoce que el yacimiento aurífero de la mina El Canadá, en La Llanada (Nariño), podría corresponder a un depósito mesozonal tipo orogénico (figura 4.4).

Figura 4.4. Modelo general de depósitos auríferos de tipo orogénico. Fuente: modificado a partir de Goldfarb, Groves y Gardoll (2001).



Epizonal: Formado entre 1 a 5 Km
Mesozonal: Formado entre 5 a 10 Km
Hipozonal: Formado entre 10 a 20 Km

- Grado metamórfico
- Zona de cizalla
- Cuerpo mineralizado
- Estructura dúctil
- Granitoide
- Estructura frágil
- Rocas gnéisicas

Depósitos de óxidos de hierro-cobre-oro (IOCG). Son depósitos auríferos formados en zonas de fractura o de cizalla de gran profundidad, que se producen por circulación de fluidos acuosos hipersalinos (>30% NaCl Eq) de alta temperatura de precipitación (500 °C). Están relacionados con la abundancia de magnetita-hematita y presencia de sulfuros de Fe y Cu y contenidos de carbonato, Ba, P o F. Se encuentran distribuidos a lo largo de la franja metalífera de los Andes chilenos; entre ellos sobresale el depósito de Candelaria.

Depósitos de oro relacionados con intrusivos (intrusion related gold deposits). Son depósitos auríferos que tienen un amplio rango de estilos de mineralización característicos espaciales, definidos a partir de un cuerpo magmático central. Depósitos de este tipo se han reconocido Fort Knox (Alaska) y la provincia de Tintina (Canadá). En Colombia, varios distritos mineros han sido inicialmente clasificados en este grupo, como el depósito del cerro Gramalote (Antioquia) y el depósito de oro de la serranía de San Lucas (Bolívar) (Leal, Melgarejo y Shaw, 2011) (figura 4.5).

Depósitos de placer (paleoplaceres y placeres auríferos recientes). Se definen como depósitos minerales formados en la superficie y que se acumulan por concentración mecánica, bien sea por corrientes aluviales, por corrientes marinas, en zonas lacustres o por procesos coluviales de partículas minerales pesadas (densas), que son inertes ante procesos oxidantes minerales y que proceden de fragmentos líticos meteorizados. En Colombia, los placeres auríferos recientes son muy importantes en la producción de oro. Se destacan los distritos mineros del Bagre (Antioquia), bajo Cauca-Nechí; las cuencas de los ríos San Juan y Atrato (Chocó); río Naya (Valle del Cauca) y Ataco (Tolima), entre otros. Los paleoplaceres son depósitos de placer auríferos antiguos que fueron depositados en ambientes entre sedimentarios fluviales y deltaicos, bajo condiciones reductoras (atmósfera pobre en oxígeno). En Colombia, las áreas más favorables para la existencia de paleoplaceres son depósitos de metaconglomerados con oro en la serranía de Naquén y Caranacoa (Guainía), y Taraira (Vaupés).

Otros tipos de depósitos. Según la importancia o el potencial, en Colombia se puede destacar potencialidad de depósitos tipo *skarn* auríferos, en los que se presenta emplazamiento de plutones o de cuerpos intrusivos en rocas sedimentarias carbonatadas, donde se produce metamorfismo de contacto, metasomatismo y acumulación de depósitos de metales (sulfuros de cobre, plomo y zinc; magnetita, molibdenita y oro como subproducto). Se destaca como un área potencial las minas Vieja y El Sapo (Tolima), asociadas con las calizas de la Formación Payandé.

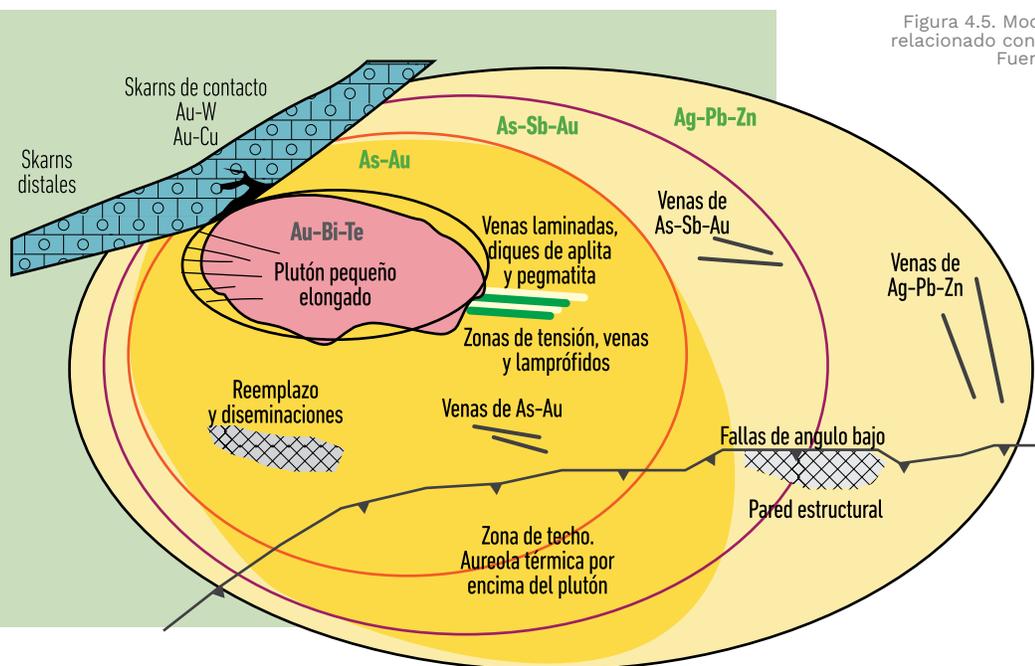


Figura 4.5. Modelo general de depósito aurífero relacionado con intrusivos (provincia de Tintina). Fuente: tomado de Hart *et al.* (2002).

4.1.2. IDENTIFICACIÓN DE MINERALES EN EL FRENTE DE MINA

Figura 4.6. Ejemplo de bocamina y frente de explotación.



BOCAMINA

La entrada a una mina, generalmente un túnel horizontal.

FRENTE DE MINA

Zona en la que se trabaja en la perforación y extracción del material.

FILÓN

Relleno de una fractura con cuarzo, minerales metálicos y metales preciosos.

SULFUROS METÁLICOS ENRIQUECIDOS CON ORO

ROCA ENCAJANTE SILICIFICADA



4.1.3. MINERALES METÁLICOS ASOCIADOS A LA MENA

Figura 4.7. Ejemplo de minerales metálicos comunmente asociados a la mena aurífera



Pirrotita - Po (pirita magnética)

Fórmula: $Fe(1-x)S$
Dureza: 3,5-4,5 Mohs
Color: Bronce, marrón oscuro.



Esfalerita - Sp (sulfuro de zinc)

Fórmula: ZnS
Dureza: 3,5-4 Mohs
Color: varía entre amarillento y gris



Arsenopirita - Aspy (sulfuro de arsénico)

Fórmula: $FeAsS$
Dureza: 5,5-6 Mohs
Color: blanco a gris



Calcopirita - Cp (mena de cobre)

Fórmula: $CuFeS_2$
Dureza: 3,5-4 Mohs
Color: amarillo latón.



Pirita - Py (sulfuro de hierro)

Fórmula: FeS_2
Dureza: 6-6,5 Mohs
Color: amarillo latón.

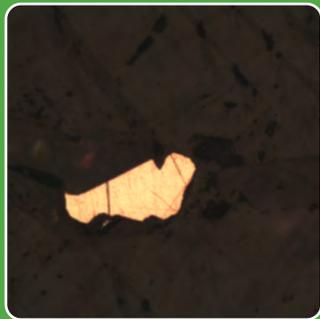


Galena - Gn (mena de plomo)

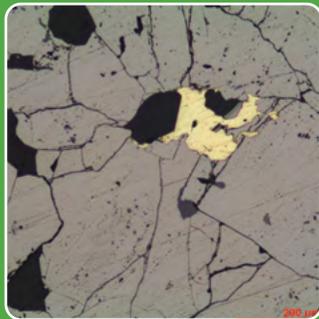
Fórmula: PbS_2
Dureza: 2,5 Mohs
Color: gris plomo

4.1.4. TIPOS DE OCURRENCIA DE ORO EN LA MENA

Indica la forma, tamaño y estructura como se presenta el oro en la mineralización

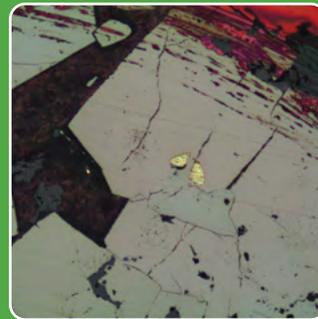


ORO LIBRE
(FÁCIL LIBERACIÓN)



ORO ASOCIADO A MINERALES

Oro asociado a pirita y cuarzo

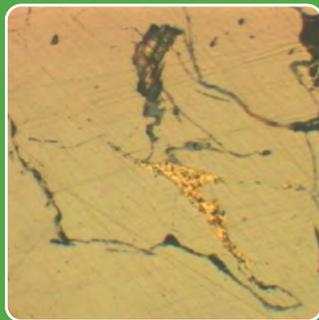


ORO INCLUIDO EN MINERALES

Oro incluido en pirita

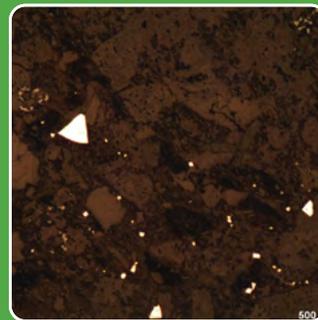


ORO EN LOS LÍMITES DE LOS CRISTALES



ORO EN RELLENO DE FRACTURAS

Oro relleno una fractura de pirita



ORO DISEMINADO EN MINERALES

Figura 4.8. Ejemplo de ocurrencia de oro encontrados en la mena aurífera

4.2. GEOLOGÍA DEL DISTRITO MINERO DE SUR DE BOLÍVAR

La serranía de San Lucas corresponde a la extensión más norte de la cordillera Central de los Andes de Colombia, y constituye una provincia geológica limitada por sistemas de fallas como Palestina hacia el occidente, Espíritu Santo-Murrucú al norte, la Falla de Morales al oriente y la Falla de Cimitarra al sur (Clavijo *et al.*, 2008). Este bloque geológico se encuentra dentro del Dominio Tectónico Central e involucra rocas de los terrenos Cajamarca-Valdivia y Chicamocha (Cediel *et al.*, 2003; Cediel, 2018; Leal-Mejía *et al.*, 2018).

La evolución geológica de esta región abarca un gran periodo de tiempo, desde el Proterozoico hasta el Cenozoico. Con base en el análisis de discontinuidades estratigráficas, Clavijo *et al.* (2008) resumen la historia evolutiva en ocho eventos tectonoestratigráficos, comenzando con un evento metamórfico Meso y Neoproterozoico, representado por las rocas de medio a alto grado de los Neises de San Lucas, formadas durante la orogenia Orinoco (Cediel *et al.*, 2003; Leal-Mejía, 2011) u orogenia Grenvilliana, debido a la convergencia de los cratones de Laurentia y Amazonia (Clavijo *et al.*, 2008).

4.2.1. GEOLOGÍA REGIONAL

La evolución geológica de la serranía de San Lucas está relacionada con los procesos de acreción al continente suramericano, ocurridos hace más de mil millones de años. Los procesos magmáticos desarrollados en la zona corresponden a magmatismo suprazona de subducción, teniendo como referencia la afinidad geoquímica de los elementos de tierras raras analizados (Rodríguez *et al.*, 2019).

Los estudios más recientes han determinado por lo menos ocho eventos tectónicos, de deformación o de sedimentación. Estos eventos, enumerados del más antiguo al más reciente, son: 1) evento metamórfico en el Proterozoico, 2) evento metamórfico en el Paleozoico Temprano, 3a) evento volcanosedimentario en el Triásico Tardío-Jurásico Medio, 3b) etapa magmática en el Jurásico Medio, 4) evento magmático en el Jurásico Tardío, 5) evento sedimentario en el Jurásico Tardío, 6a) evento sedimentario en el Cretácico-Eoceno Temprano, 6b) etapa magmática en el Albiano-Cretácico Tardío, 7) evento de inversión tectónica en el Eoceno-Oligoceno, 8) evento entre el Mioceno y tiempos recientes (Clavijo *et al.*, 2008). Estos eventos están ilustrados en la figura 3.3 según las unidades litoestratigráficas más representativas de la zona, de la más antigua a la más reciente.

4.2.1.1. NEIS DE SAN LUCAS

En la serranía de San Lucas, el basamento metamórfico corresponde al Neis de San Lucas, compuesto por neises, migmatitas, anfibolitas y granulitas (Bogotá y Aluja, 1981). El Neis de San Lucas está constituido por neises cuarzo-feldespáticos con biotita-hornblenda, hornbléndicos de facies anfibolita zona de la sillimanita, metagabros de facies epidota-anfibolita y granulitas piroxénicas de presión intermedia, que indican una trayectoria de media P típica de gradiente barroviense y ambientes de colisión continental (Correa, 2006).

La edad del metamorfismo de este cuerpo ronda los 1.124 ± 22 Ma (U-Pb en circones), por lo que se interpretaría como un evento relacionado con la orogenia Grenvilliana (García *et al.*, 2009).

4.2.1.2. FORMACIÓN SUDÁN

La Formación Sudán es una sucesión granodecreciente de origen continental que suprayace discordantemente el Neis de San Lucas. Consta de niveles conglomeráticos separados de potentes intervalos de limoarcillolitas de color rojizo y arenitas tonáceas. Hacia el contacto superior hay presencia de cemento calcáreo en cuarzoarenitas que marcan el episodio asociado a la ingresión marina. El espesor estimado es de 205 m, y se le asigna una edad Triásico Superior o Infrajurásico inferior, por correspondencia con la unidad superior fosilífera. La unidad fue definida por Geyer (1976; en Mantilla *et al.*, 2006a).

4.2.1.3. FORMACIÓN MORROCOYAL

Sucesión de arcillolitas y calizas oscuras, laminadas, con amonitas y bivalvos, aflorantes en la ciénaga de Morrocoyal (norte de la serranía de San Lucas). La unidad suprayace la Formación Sudán en contacto neto transgresivo y es afectada por intrusiones ígneas granitoides que producen mineralizaciones de piritita y silicificación en las arcillolitas. La unidad fue definida por Trumphy en 1943 (Mantilla *et al.*, 2006a).

4.2.1.5. BATOLITO DE NOROSÍ

Corresponde a dos cuerpos intrusivos que afloran al norte de la serranía de San Lucas, descritos como Batolito Occidental y Batolito de Norosí u Oriental por Bogotá y Aluja (1981). Denominados también Granitoides de San Lucas por Mantilla *et al.* (2006b) y agrupados como Batolito de Norosí-San Martín por Leal-Mejía (2011), de acuerdo con la similitud de las características geoquímicas y geocronológicas.

Por el oeste, el Batolito de Norosí se encuentra en contacto fallado por medio de la Falla Palestina con las Filitas y Esquistos de Pinillos, y en contacto intrusivo y fallado, por medio de la Falla Ariza, con el Neis de San Lucas.

La composición litológica del Batolito de Norosí varía entre tonalita, sienogranito, granodiorita, cuarzomonzodioritas, cuarzdioritas y dioritas con texturas holocristalinas, faneríticas, predominantemente inequigranulares, de grano medio a grueso.

Se considera que este cuerpo se formó en el Jurásico Medio ($166,9 \pm 6$ Ma), edad establecida por Rb-Sr. En roca total (Ingeominas-UIS, 2006), correspondería al Jurásico Temprano, según edad promedio de cristalización magmática de $193,7 \pm 3,3$ Ma U-Pb circón (Consortio GSG, 2015). Del mismo modo, dataciones U-Pb en zircones indican una edad correspondiente al Jurásico Temprano, entre 194 y 182 Ma (Leal-Mejía, 2011).

4.2.1.6. DEPÓSITOS CUATERNARIOS

Los depósitos identificados en la zona, en general pueden clasificarse en depósitos aluviales recientes (Qal), depósitos coluviales recientes (Qco) y depósitos de llanuras de inundación (Qli) (Ingeominas, 2006).

4.2.2. GEOLOGÍA LOCAL

En las zonas auríferas del sur de Bolívar afloran rocas volcano-sedimentarias pertenecientes a la Formación Noreán y rocas ígneas intrusivas representadas por el Batolito de Norosí (Ingeominas-UIS, 2006).

4.2.2.1. ESTRATIGRAFÍA

Las explotaciones auríferas visitadas se encuentran hospedadas básicamente en dos tipos de rocas. En primer lugar se hallan las menas hospedadas en rocas volcanoclásticas compuestas por tobas cristalinas y tobas líticas correspondientes a la Formación Noreán; la unidad se encuentra eventualmente intruida por rocas magmáticas del Batolito de Norosí, y sus límites están en contacto fallado o discordante, suprayaciendo el basamento metamórfico correspondiente al Neis de San Lucas. A estas rocas volcanoclásticas corresponden las explotaciones mineras de Pueblo Mejía, Norosí y parte de Barranco de Loba.

En segundo lugar están las menas hospedadas en rocas ígneas plutónicas de composición variable, desde granodiorita hasta monzonita. Estos cuerpos intrusivos presentan orientación preferencial en sentido N-S y NE-SW, y son correlacionables con el Batolito de Norosí. A este grupo pertenecen las minas de San Martín de Loba, Tiquisio y parte de Barranco de Loba.

Figura 4.10. Distribución de unidades geológicas según las minas y los sectores visitados.

MINA	MUNICIPIO	SECTOR	UNIDAD GEOLÓGICA
Yeyo	San Martín de Loba	El Caño	Formación Noreán
Los Madera	Barranco de Loba	Pueblo Mejía	Formación Noreán
El Fogaje	Barranco de Loba	Pueblo Mejía	Formación Noreán
La Fe	Barranco de Loba	Pueblo Mejía	Formación Noreán
Curva	Barranco de Loba	Pueblo Mejía	Formación Noreán
La Esperanza	Barranco de Loba	Santa Cruz	Formación Noreán
Minerales Fuentes	Barranco de Loba	Santa Cruz	Formación Noreán
Pozo Rico	Barranco de Loba	Santa Cruz	Formación Noreán
Rancho Quemado	Tiquisio	Mina Seca	Formación Noreán
La Esperanza	Norosí	Buena Señá	Formación Noreán
Ancha	Norosí	Buena Señá	Formación Noreán
Old Parr	San Martín de Loba	El Caño	Batolito de Norosí
El Prodigio	San Martín de Loba	Prodigio	Batolito de Norosí
Marañones (La Vética)	Barranco de Loba	Marañones	Batolito de Norosí
La Bendición de Dios	Barranco de Loba	Marañones	Batolito de Norosí
La Maravilla	Barranco de Loba	Marañones	Batolito de Norosí
Pozo Rico	Barranco de Loba	Mina Nigua	Batolito de Norosí
Nigua	Barranco de Loba	Mina Nigua	Batolito de Norosí
Joche	Barranco de Loba	Mina Nigua	Batolito de Norosí
Rechimba	Tiquisio	Mina Seca	Batolito de Norosí
Jaime	Tiquisio	Mina Seca	Batolito de Norosí
Centro	Tiquisio	Mina Seca	Batolito de Norosí
Pichón	Tiquisio	Mina Seca	Batolito de Norosí
Pichi	Tiquisio	Casa de Barro	Batolito de Norosí
Piedra	Norosí	Mina Seca	Batolito de Norosí
Yuca	Norosí	Mina Seca	Batolito de Norosí

Formación Noreán

Se distribuye en la zona central del distrito, y especialmente en el oriente, hacia el valle medio del Magdalena. Aflora en San Martín de Loba y en Barranco de Loba, en los sectores mineros de Pueblito Mejía, Santa Cruz, y localmente, en el sector de Mina Seca, en Tiquisio.

- **Sector Pueblito Mejía.** Las rocas aflorantes de la zona de Pueblito Mejía son esencialmente rocas volcanoclásticas compuestas por líticos heterogéneos entre subangulares y subredondeados, de tamaños que pueden llegar a los 2 cm, embebidos en una matriz de grano fino. Estas rocas se clasifican como tobas líticas de composición andesítica. Los minerales presentes en las secciones delgadas corresponden a líticos de ortoclasa, plagioclasa y cuarzo, anhedrales, de bordes angulares y comúnmente fracturados, mientras que la matriz está compuesta por hornblenda y biotita, seguidos de una notable presencia de clorita, epidota, saussurita y sericita como minerales de alteración. Estratigráficamente se correlacionan con la Formación Noreán (fotografía 4.1).

Fotografía 4.1. Toba lítica, mina Curva



Las tobas líticas situadas al noroeste se encuentran en contacto fallado con el Batolito de Norosí a través de la Falla de Playitas, y al suroeste, en contacto discordante con el basamento metamórfico del Neis de San Lucas (fotografía 4.2).

Fotografía 4.2. Microfotografías de toba lítica, mina Curva



- **Sector Mina Santa Cruz.** En la mina Santa Cruz, las rocas aflorantes son esencialmente volcanoclásticas, con cristales heterogéneos subangulares a subredondeados, con tamaños de hasta 2 cm, embebidos en una matriz de grano fino. Estas rocas se clasifican como tobas cristalinas de composición andesítica. Los minerales presentes en las secciones delgadas corresponden a cristales de ortoclasa, plagioclasa y cuarzo, son anhedrales, de bordes angulares, comúnmente microfracturados, mientras que la matriz está compuesta por hornblenda y biotita; hay una notable presencia de clorita, epidota, saussurita y sericita como minerales de alteración. Estratigráficamente se correlaciona con la formación Noreán (fotografía 4.3).

Estas rocas volcanoclásticas clasificadas como tobas cristalinas, localmente están siendo intruidas por andesitas porfíricas y le causan notoria silicificación con textura de hornfelsa por metamorfismo de contacto. Su espesor sobrepasa los 100 metros.

El cuerpo intrusivo exhibe alteración hidrotermal con altos contenidos de cuarzo-sericita formados por reemplazamiento de fenocristales de plagioclasa, hornblenda y biotita (fotografía 4.4).

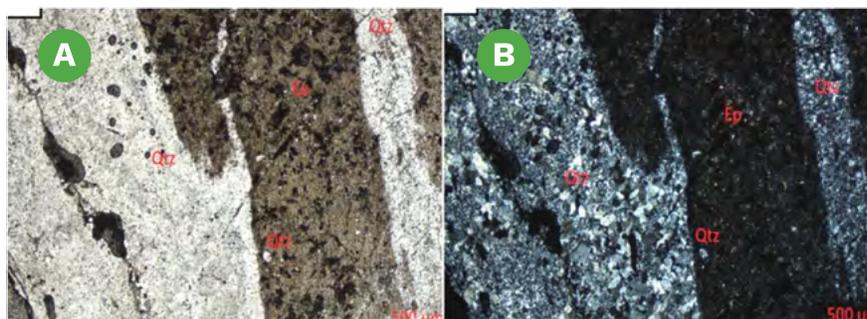
Fotografía 4.3. Tobas cristalinas silicificadas en contacto intrusivo con andesita porfírica. Mina La Esperanza



Según la geología observada en la zona, la Formación Noreán se encuentra en contacto discordante con la Formación Morrocoyal hacia el este, mientras que al NE es intruida por apófisis asociadas al Batolito de Norosí.

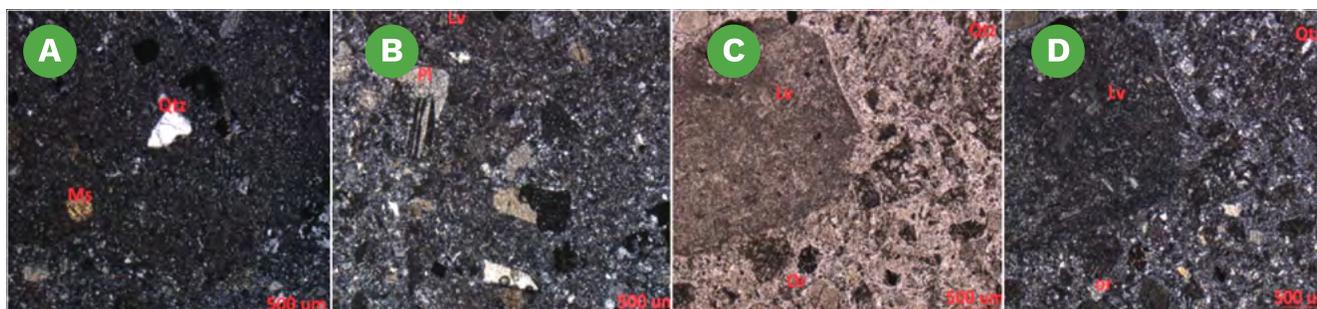
- **Sector Buena Señá.** En el sector de Buena Señá, las rocas aflorantes se caracterizan por ser volcanoclásticas con líticas volcánicas que ocupan el 50% de la roca, con tamaños de hasta 2 mm, de formas subangulares a subredondeadas. En cuanto a la matriz, se clasifica como masa fundamental criptocristalina debido a su tamaño tan fino e irreconocible en microscopio. Es notoria la presencia de cristales heterogéneos, angulares, de tamaño fino, como cuarzo, ortoclasa alterándose a caolín, plagioclasa alterándose a saussurita, y sericita, muscovita y clorita. Este cuerpo se clasifica como toba lítica de composición riolítica, y se correlaciona con la Formación Noreán (fotografía 4.5).

Fotografía 4.4. Microfotografías de tobas líticas de la mina La Esperanza. A) NPL. B) XPL



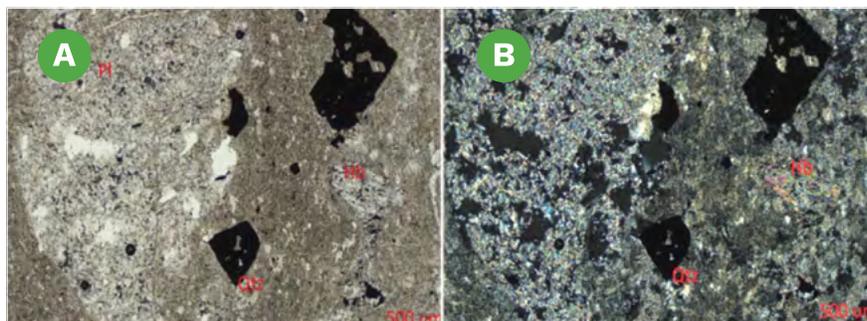
La Formación Noreán, desde el sitio de muestreo, 7,5 km al NW, se encuentra en contacto fallado con rocas sedimentarias de la Formación Sudán por medio de la Falla La Zorra, mientras que al sur la suprayacen discordantemente depósitos cuaternarios fluviales de canal.

Fotografía 4.5. Microfotografías de toba lítica. Mina La Esperanza (Buena Señá). A) Cuarzo (Qtz), muscovita (Ms) y plagioclasa (Pl) XPL. B) Cuarzo (Qtz), plagioclasa (Pl), ortoclasa (Or) XPL. C) Lítico volcánico (Lv) NPL. D) Lítico volcánico (Lv) XPL



- **Sector Mina Seca.** En la parte superficial de la mina Rancho Quemado afloran rocas volcanoclásticas, con cristales heterogéneos, entre subangulares y subredondeados, con tamaños de hasta 1 mm, embebidos en una matriz de grano fino compuesta de cuarzo en mosaico con textura granoblástica y contactos netos de 120°. Estas rocas se clasifican como toba cristalina.

Fotografía 4.6. Microfotografías del cuerpo porfírico con alteración sericítica. Mina La Esperanza. A) NPL B) XPL



Los minerales presentes en las secciones delgadas corresponden a cristales de ortoclasa, plagioclasa y cuarzo; son anhedrales, sus bordes son angulares, y los cristales comúnmente están fracturados. La matriz está compuesta por cuarzo de grano fino en mosaico, con textura granoblástica y cristales de biotita y clorita. La roca, además, presenta en algunas zonas venas de epidota intersticial y silicificación (fotografía 4.6).

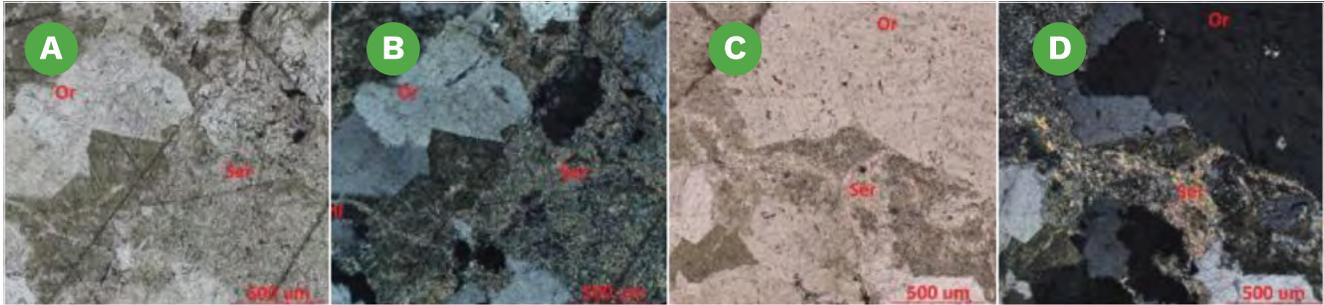
Las rocas volcanoclásticas del sector se clasifican como tobas cristalinas de composición riolítica, pertenecientes a la Formación Noreán. En profundidad, la roca hospedante corresponde a cuerpos hipoabisales del Batolito de Norosí.

Batolito de Norosí

- **Mina Old Parr, sector El Caño.** En la mina Old Parr afloran rocas ígneas plutónicas, holocristalinas, faneríticas, equigranulares, de grano grueso, compuestas por ortoclasa, plagioclasa, cuarzo, hornblenda y biotita. Petrográficamente se clasifican como cuarzomonzonitas. La roca contiene cantidades considerables de clorita, saussurita y sericita como minerales de alteración. Estratigráficamente se correlacionan con el Batolito Norosí y representan el basamento rocoso en el área (fotografía 4.7).

Este plutón intruye localmente rocas vulcanoclásticas de la Formación Noreán, que también aflora en la zona (mina Yeyo). Depósitos, desde abanicos a terrazas recientes, reposan discordantemente sobre las rocas plutónicas.

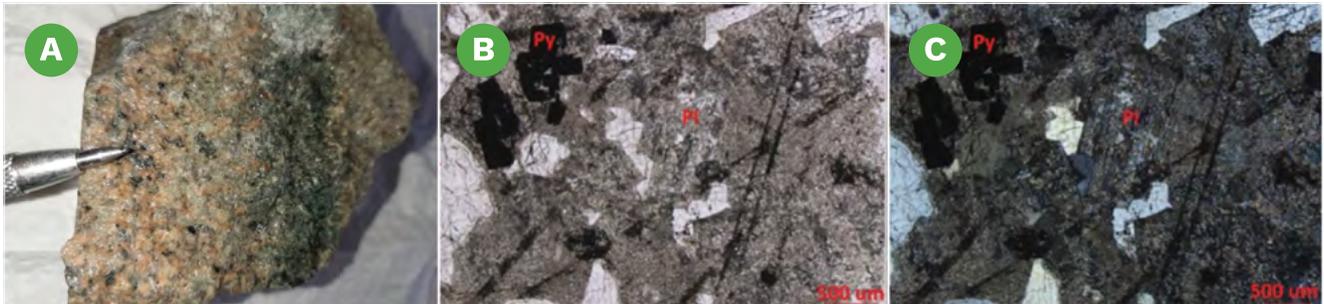
Fotografía 4.7. Microfotografías de monzonita, roca encajante. Mina Old Parr. A-B) Cloritización NPL -XPL. C-D) Sericitización NPL-XPL



- **Sector El Prodigio.** En el municipio San Martín de Loba, corregimiento de El Prodigio, las rocas aflorantes corresponden a ígneas plutónicas, holocristalinas, faneríticas, equigranulares de grano grueso; presentan variaciones composicionales, notoria alteración hidrotermal y se clasifican como monzonitas. En los análisis petrográficos se identifican minerales formadores de roca como ortoclasa, plagioclasa euhedral tabular, bajo contenido de cuarzo, anfíboles y biotita en menor proporción, además de una notable presencia de sericita y clorita como minerales de alteración. Este cuerpo representa el basamento rocoso, y estratigráficamente se correlaciona con el Batolito Norosí (fotografía 4.8).

El Batolito de Norosí aflora en este sector como una sucesión de apófisis intrusivos con tendencia NE-SW, suprayacido por depósitos de llanura de inundación del río Magdalena y aluviones de sus afluentes. Al sur se encuentra en contacto fallado con la Formación Noreán, a lo largo de la Falla Mejía al SE.

Fotografía 4.8. A) Roca ígnea de grano grueso clasificada como monzonita. Mina El Prodigio. B-C) Microfotografías de monzonita en la roca encajante de la mina El Prodigio. NPL y NPX



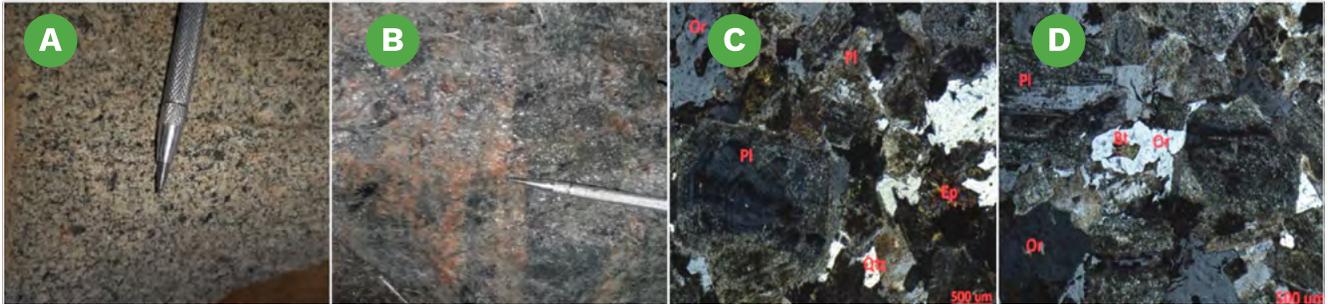
- **Mina Nigua, sector Marañoses.** Las rocas que afloran en el área son esencialmente ígneas plutónicas, holocristalinas, faneríticas, equigranulares de grano grueso, clasificadas como monzonita, que están afectadas por procesos de alteración hidrotermal. Los minerales presentes corresponden a ortoclasa, plagioclasa, cuarzo, hornblenda y biotita, seguidos de una notable presencia de clorita, epidota, saussurita y sericita como minerales de alteración. Estratigráficamente se correlaciona con el Batolito de Norosí (fotografía 4.9).

En el sector de Mina Nigua, este cuerpo de composición monzonítica se encuentra, al oeste, en contacto intrusivo con la Formación Noreán, y al este, en contacto fallado con esa misma unidad, a lo largo de la Falla de Playitas.

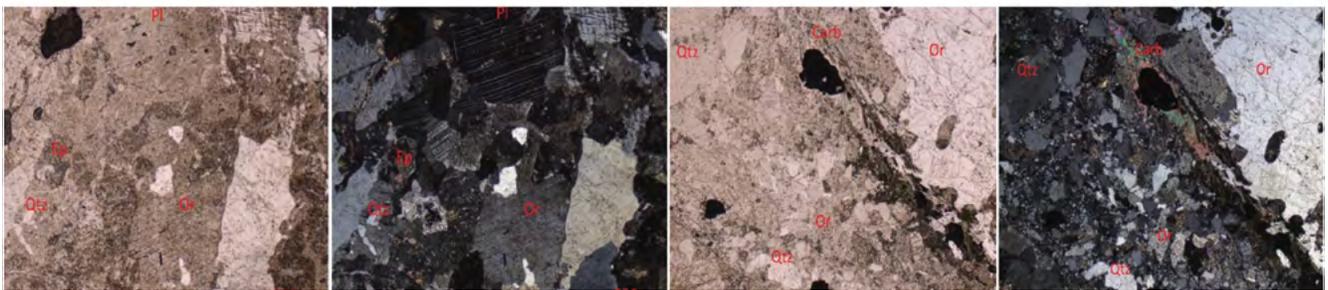
Si bien las rocas aflorantes en el sector de Marañoses son composicionalmente monzonitas, presentan variaciones composicionales y texturales por metamorfismo dinámico en régimen frágil. Se aprecian venas con recristalización de cuarzo, ortoclasa, desarrollo de maclas de periclina en plagioclasa y emplazamiento de carbonatos (fotografía 4.10 y fotografía 4.9).

Depósitos de llanura de inundación, como una secuencia de ciénagas locales, se encuentran en contacto discordante con el Batolito de Norosí, al occidente, mientras que por el oriente el plutón presenta contactos intrusivos con tobas litocrystalinas de composición riolítica-dacítica asociadas a la Formación Noreán.

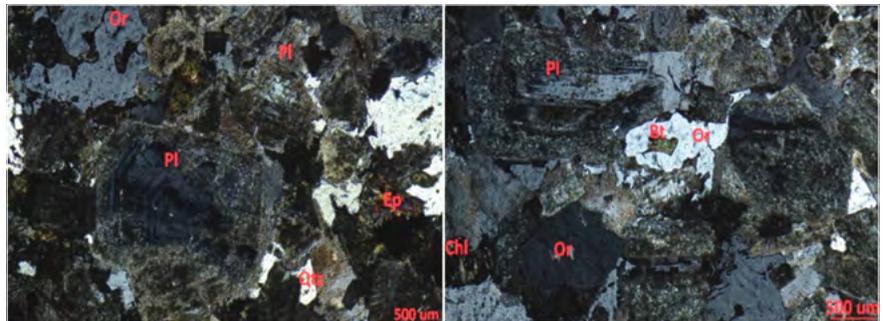
Fotografía 4.9. A-B) Roca ígnea monzonítica. Sector Marañones. C-D) Microfotografías de la roca encajante monzonítica (NPL-NPX). Mina Marañones.



Fotografía 4.10. Microfotografías de la roca encajante: monzonita alterada. Mina Pozo Rico.



Fotografía 4.11. Monzonita parcialmente alterada. Minas Brinca y Piedra

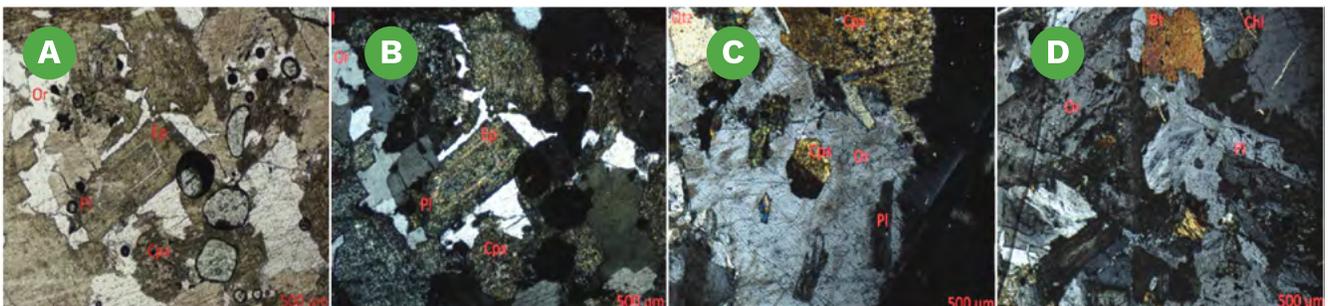


- Sector Mina Seca.** En este sector se localizan las minas visitadas Piedra, Brinca, Yuca, Centro, Rechimba, Jaime y Pichón. Las rocas aflorantes corresponden a rocas ígneas plutónicas, holocrystalinas, faneríticas y equigranulares de grano grueso. Se clasifican como monzonitas y se encuentran afectadas por procesos de alteración hidrotermal (fotografía 4.11).

Los minerales presentes según la petrografía realizada corresponden a ortoclasa, plagioclasa, cuarzo, hornblenda y biotita, seguidos de clorita y epidota. La plagioclasa presenta saussuritización y sericitización.

La monzonita se correlaciona con el Batolito Norosí y representan el basamento rocoso en el área. Estas rocas se hallan, hacia el NE, en contacto fallado con rocas vulcanoclásticas de la Formación Noreán, y al SW, en contacto intrusivo con la misma unidad (fotografía 4.12).

Fotografía 4.12. Microfotografías de monzonita. A) NPL. B) XPL. Mina Piedra. Ortoclasa (Or), plagioclasa (Pl), epidota (Ep), biotita (Bt) y clorita (Chl)



- **Sector Casa de Barro.** En el municipio de Tiquisio, corregimiento de Casa de Barro, afloran rocas ígneas, plutónicas, holocristalinas, faneríticas, inequigranulares de grano medio, afectadas por fuerte alteración hidrotermal. En muestras de mano se identifica roca con textura relíctica de granitoide compuesta por plagioclasa euhedral o tabular, minerales ferromagnesianos cloritizados y, en menor proporción, epidota. Presenta bajo porcentaje de piritita diseminada y cuarzo relíctico (fotografía 4.13).

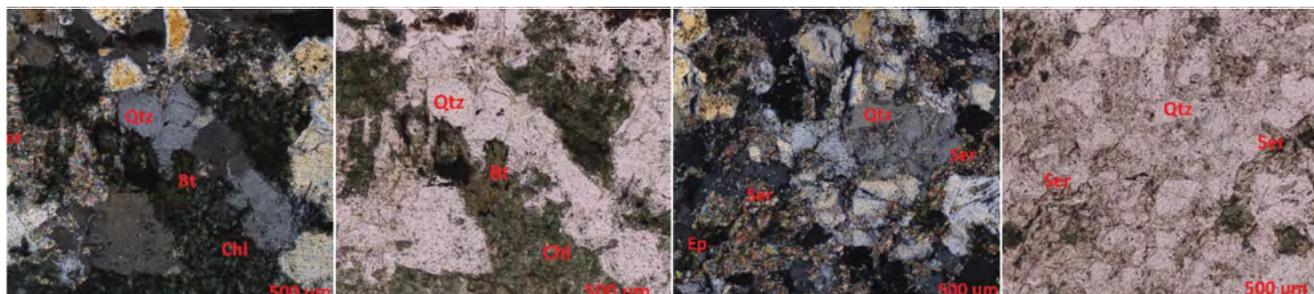
Fotografía 4.13. Monzonita parcialmente alterada. Mina Pichi.



En sección delgada se observa pseudomorfismo de plagioclasa (euhedral, tabular) y piroxenos (forma de octágono simétrico) en clorita y, en menor proporción, cristales de epidota. Diseminada se observa abundante sericita como producto de alteración de plagioclasa. Es común encontrar cristales de biotita levemente cloritizados, aun conservando su habitual pleocroísmo, y cristales de cuarzo relíctico. Se presume que dicha roca, por su asociación mineralógica y sus texturas, corresponda a los cuerpos ígneos plutónicos (monzoníticos, cuarzomonzoníticos y granodioríticos) aflorantes en el sector siendo, por lo que se correlaciona con el Batolito Norosí (fotografía 4.14)

El Batolito de Norosí en esta zona se encuentra en contacto intrusivo con la Formación Noreán, situada 2,8 km al occidente y 9 km al SE, separado de ella por la Falla Dorada-La Gloria.

Fotografía 4.14. Microfotografías del cuerpo cuarzomonzonítico. Mina Piedra.



4.2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

La zona minera de Sur de Bolívar se concentra en la porción norte de la serranía de San Lucas, Esta parte de la serranía corresponde a es la propia de un bloque emergido del basamento de la cordillera Central, cuyos limites son fallados. El bloque tectónico emerge durante la fase transpresiva a lo largo del Sistema de Fallas de Palestina, ocurrida durante el Jurásico Tardío (Barrero, 2001).

El bloque tectónico está delimitado al occidente por el Sistema de Fallas de Palestina, y al oriente, por la Falla de Morales. Tienen dirección general NNE, son subparalelas y de naturaleza dextral. Conjugado se encuentra un sistema de fallas con dirección noreste que limitan la serranía por el norte con la Falla Espíritu Santo, y al sur con la Falla de Cimitarra, también de naturaleza dextral (Clavijo *et al.*, 2008) (Consortio GSG, 2015a) (figura 4.11).

Un tercer sistema tiene dirección NW y es ortogonal al sistema NE. Este sistema tiene menor expresión morfológica que el sistema noreste.

La interacción entre el Sistema de Fallas de La Palestina, en la cordillera Central y el Sistema de Fallas del borde occidental de la cordillera Oriental, del Sistema Bucaramanga Santa Marta, ha generado un sistema de fallas transpresivas con expresión noreste. Las fallas Noreste tiene trazos rectilíneos y se prolongan continuamente a decenas de kilómetros. Otro sistema de fallas condirección noroeste, es complementario con el anterior sistema y exhibe menor expresión topografica. Ambos sistemas se formaron durante la orogenia andina desde finales del Cretácico hasta el Mioceno.

Correspondiente a este sistema sobresale la Falla de Mejía, de componente dextro-lateral, que divide el área en dos bloques, delimita el Batolito de Norosí por el suroeste y aloja mineralizaciones auríferas alineadas en esa dirección (figura 4.11).

Las explotaciones mineras visitadas están relacionadas con fracturamiento y relleno de zonas de cizalla en los puntos de intersección de fallas N10-20E y fracturas de los sistemas ortogonales NE y SW. A continuación se describen las principales fallas que afectan el sector sur de la serranía de San Lucas.

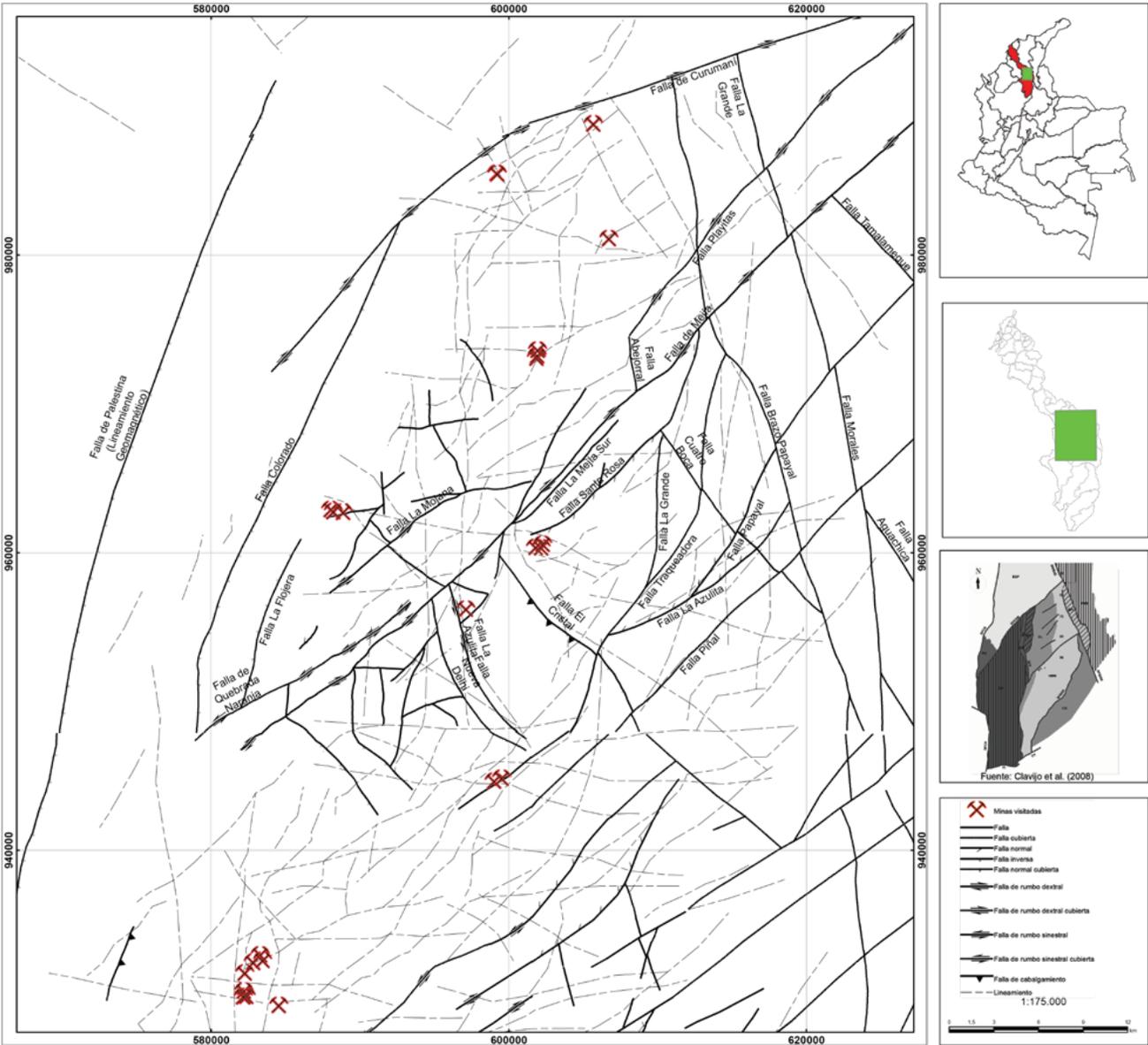
4.2.3.1. FALLA DE PALESTINA

Se trata de una falla inversa con un componente de rumbo dextral-lateral que pone en contacto las rocas del Neis de San Lucas, al oriente, con las rocas metamórficas de la unidad Filitas y Esquistos de Pinillos, al occidente. En el área visitada se encuentra cubierta, presenta un rumbo N-S, con un giro hacia el NE en la parte más norte.

4.2.3.2. FALLA DE MORALES

Es una falla normal de carácter regional con dirección NS, que puede ser la continuación de la Falla Mulatos. Presenta una vergencia al oriente, que pone en contacto rocas del Neis de San Lucas, al occidente, con rocas del Complejo Volcánico de Noreán, al oriente, y que en este sector se presenta cubierta por sedimentos cuaternarios.

Figura 4.11. Mapa estructural del distrito minero de Sur de Bolívar



4.2.3.3. FALLA DE MEJÍA

Se trata de una estructura *strike-slip* con un componente dextro-lateral y rumbo NE que se extiende por más de 60 km y divide el área del distrito minero en dos bloques, NW y SE, poniendo en contacto rocas del Neis de San Lucas, al suroriente, con rocas de la Formación Noreán, al noroccidente.

4.2.3.4. FALLA DE CURUMANÍ

Es un sistema de fallas con rumbo NE-SW con componente dextral, que delimita el distrito minero en su parte norte y sigue el trazo del Brazo de Loba. Se encuentra cubierta por sedimentos cuaternarios.

4.2.4. ALTERACIÓN HIDROTERMAL

Los procesos mineralizantes que han dado lugar a la presencia de oro involucran la alteración de las rocas hospedantes en diferentes fases o etapas. La primera y más abundante en el distrito es la alteración cuarzo, restringida a las zonas de enriquecimiento en sulfuros, y coincidentes con zonas de cizalla en dirección N-E. En los análisis petrográficos esta alteración se identifica en los sectores El Prodigio, Marañones, Pueblito Mejía, Mina Seca y Buena Señá. Si bien el sector del caño también presenta alteración cuarzo-sericita, esta difiere por su alto contenido de turmalina prismática, de hasta 200 μm (fotografía 4.15, figura 4.12, fotografía 4.16).

Con análisis de espectrometría de infrarrojo se confirma la presencia de minerales de arcilla como desarrollo de illita de cristalinidad media.

Fotografía 4.15. Alteración cuarzo-sericita. A) Mina La Bendición de Dios, sector Marañones. B) Mina Curva, sector Pueblito Mejía.

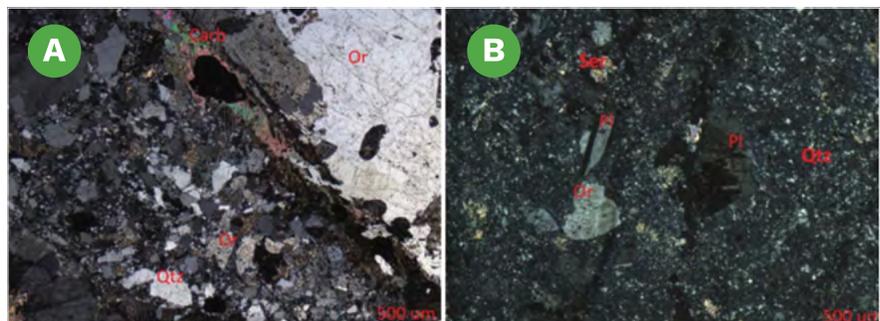
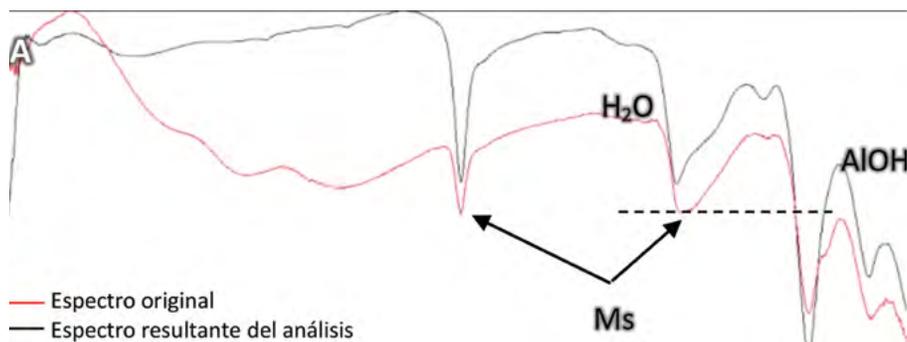
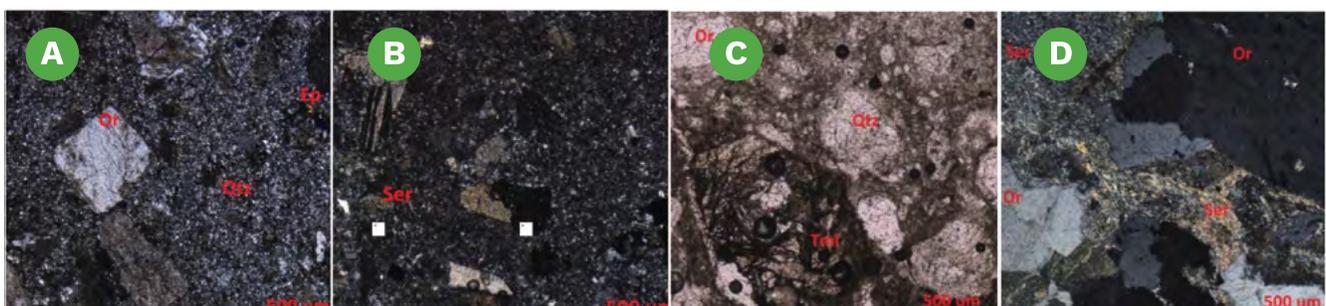


Figura 4.12. Rasgos de absorción, en los que se observa el desarrollo de illita de cristalinidad media en la mina La Bendición de Dios Sur (E: 999596, N: 1476490, 47 m. s. n. m.). Fuente: Convenio 038 SGC-UNAL.



Fotografía 4.16. Alteración Cuarzo-sericita. A) Mina Rancho Qemado, sector Mina Seca. B) Mina La Esperanza, sector Buena Señá. C) Mina Yeyo. D) Mina Old Parr.

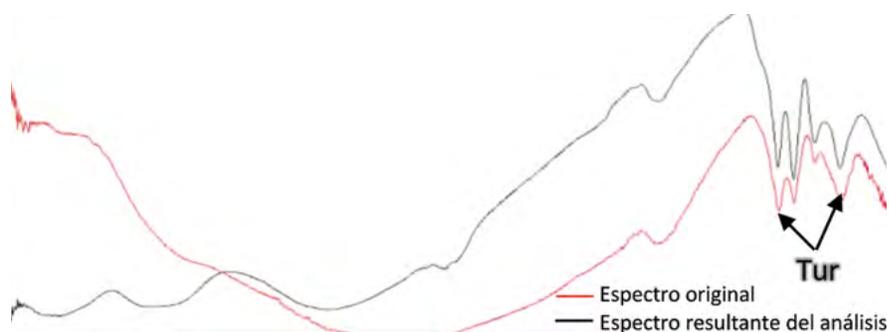


Con análisis de espectrometría de infrarrojo se determina que la turmalina presente en la clavada Old Parr corresponde a una variedad tipo *shorlo* rica en hierro, en la que se encuentran bien definidos los picos característicos de este mineral (figura 4.13).

Le sigue en importancia la presencia de carbonatos, clorita y epidota en los respaldos, que corresponde con alteración propilítica que se extiende en las franjas y bandas mineralizadas y se difunde en el interior de la roca hospedante. Tiene mayor dispersión que la alteración cuarzo-sericítica. Esta alteración ocurre en los sectores de Mina Santa Cruz, Las Niguas y Casa de Barro, con presencia de clorita, epidota, cuarzo, carbonatos, pirita y, en menor proporción, sericita, donde se concentran hacia los bordes de los filones y hacia las partes externas de las zonas mineralizadas (fotografía 4.17 y figura 4.14).

Aunque prevalece la alteración propilítica, en algunas zonas distales del sector de Casa de Barro se aprecia alteración hidrotermal argílica avanzada con presencia de caolinita y cuarzo con textura oquerosa, alta obliteración, texturas *vuggy silica* y *boxwork*, y una posterior oxidación masiva de sulfuros a óxidos de hierro (fotografía 4.18).

Figura 4.13. Rasgo de absorción de turmalina variedad *shorlo*. Clavada Old Parr (E: 1004270, N: 1480876, 31 m. s. n. m.). Tur: turmalina. Fuente: Convenio 038 SGC-UNAL



Fotografía 4.17. Roca caja y su respectiva alteración hidrotermal.
A) XPL. Cuarzo-epidota-clorita, mina La Esperanza, sector Mina Santa Cruz.
B) XPL. Cuarzo-epidota-clorita, mina Pozo Rico, sector Las Niguas

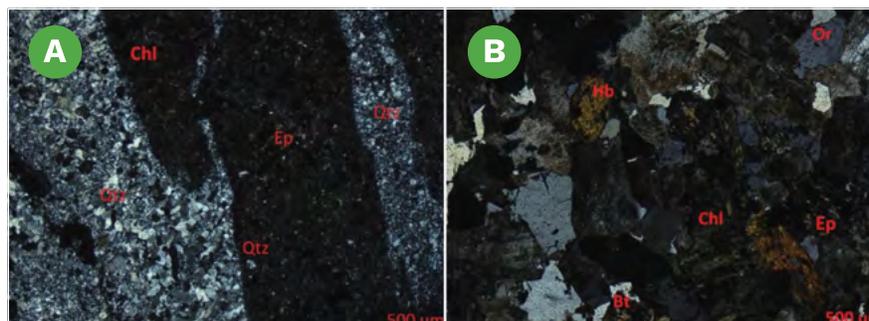
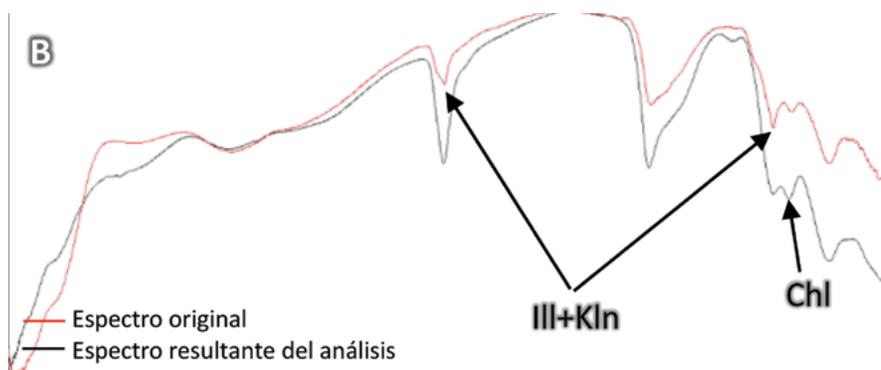


Figura 4.14. Rasgos de absorción en los que se observa mezcla de illita-caolinita y clorita en la mina La Esperanza. Fuente: Convenio 038 SGC-UNAL



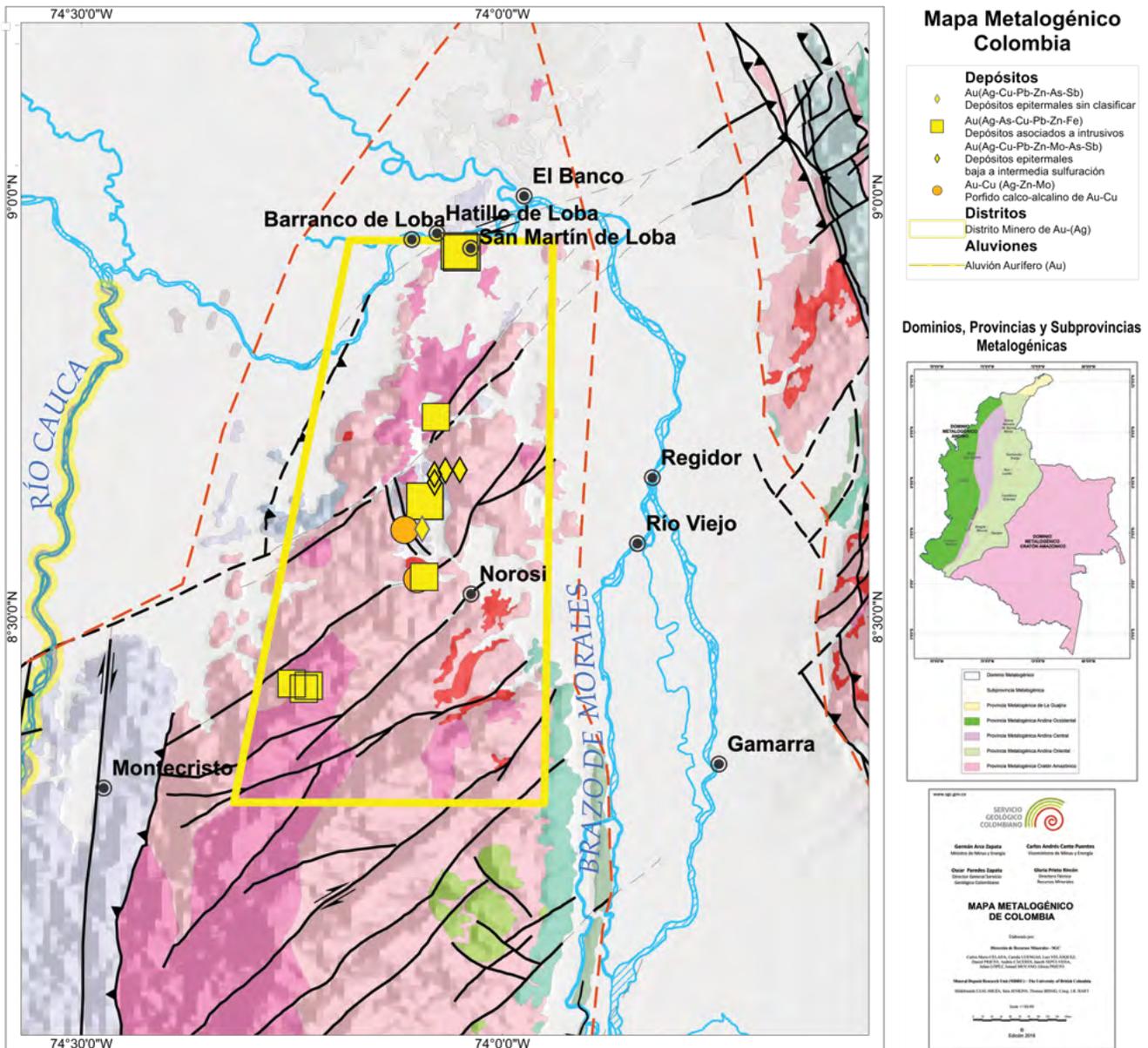
Fotografía 4.18. Cuarzo con textura oquerosa, alta obliteración, texturas *vuggy silica* y *boxwork*.



4.2.5. METALOGÉNESIS Y MINERALIZACIÓN AURÍFERA

Las explotaciones mineras en la serranía de San Lucas, localizadas en el extremo nororiental de la cordillera Central, pertenecen a la Provincia Metalogénica Andina Oriental, en la Subprovincia Metalogénica de San Lucas. Estos depósitos del norte de la serranía de San Lucas se han agrupado en el distrito minero de Barranco de Loba como asociados a intrusivos con mineralización metálica de Au (Ag, As, Cu, Pb, Zn-Fe), epitermales de baja a intermedia sulfuración, con mineralización Au (Ag-Cu-Pb-Zn-Mo-As-Sb) y a pórfidos calco-alcalinos con mineralización Au-Cu (Ag-Zn-Mo) (Mapa metalogénico de Colombia, Celada *et al.*, 2016) (figura 4.15).

Figura 4.15. Localización del distrito minero de Sur de Bolívar. Mapa Metalogénico de SGC, 2016



La mineralización aurífera está relacionada con el fracturamiento y relleno de espacios abiertos generados por la interacción de esfuerzos transpresivos en dirección noreste. La circulación de soluciones hidrotermales derivadas de procesos magmáticos permitió la formación de vetas de cuarzo-carbonato con pirita, esencialmente, y cantidades menores de calcopirita, esfalerita, arsenopirita y galena.

El oro se encuentra esencialmente asociado a pirita y galena, y en menor proporción a calcopirita, esfalerita y arsenopirita.

El sulfuro metálico predominante es pirita dispuesta en agregados policristalinos de formas variables, desde anhedral hasta euhedral, con tamaños que exceden 1 mm. Se encuentra en bandas o en manchas, embebido en cuarzo. Exhibe profundo multifracturamiento y regularmente las fracturas se rellenan con sulfuros como galena euhedral y anhedral, calcopirita masiva y esfalerita masiva de hasta 500 micrómetros (figura 4.15).

Asociado con galena y calcopirita se encuentran gran parte del oro hallado, regularmente en relleno de fracturas, en pirita o incluido en pirita.



4.2.5.1. ANÁLISIS MICROTERMOMÉTRICOS

Se realizaron análisis microtermométricos de inclusiones fluidas a tres muestras de veta de las minas Old Parr (sector El Caño), mina Fogaje (sector Pueblo Mejía) y mina Rancho Quemado (sector de Mina Seca), en las que se encontraron inclusiones bifásicas secundarias de tamaños entre 9 y 25 μm . No se hallaron inclusiones primarias, y el cuarzo muestra evidencia de deformación y recristalización (figura 4.16).

Las mediciones microtermométricas muestran que la temperatura de homogeneización (T_h) en la mina Old Parr varía entre 181,3 y 200,1 $^{\circ}\text{C}$, con salinidades entre 2,66 y 4,79 wt% NaCl eq. La temperatura obtenida en mina corresponde a la más alta observada en la región.

En la mina Fogaje, la temperatura de homogeneización (T_h) oscila entre 158,3 y 200,1 $^{\circ}\text{C}$, con salinidad entre 2,66 y 4,79 wt% NaCl eq, mientras que la mina Rancho Quemado presenta temperaturas (T_h) de alrededor de 160 $^{\circ}\text{C}$, con salinidad de 4,88 a 5,88 wt% NaCl eq. Las inclusiones de la mina Rancho Quemado contienen las salinidades más altas observadas.

Figura 4.16. Inclusiones fluidas secundarias. Mina Old Parr, San Martín de Loba. Fuente: Convenio 38 SGC-UNAL

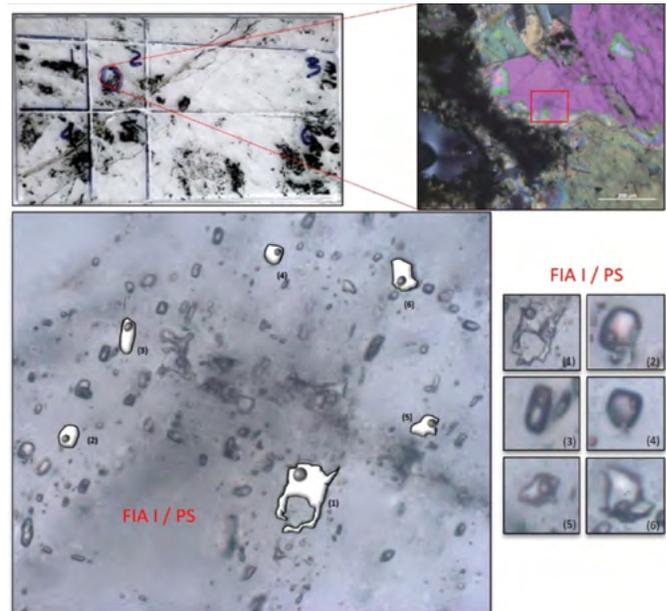
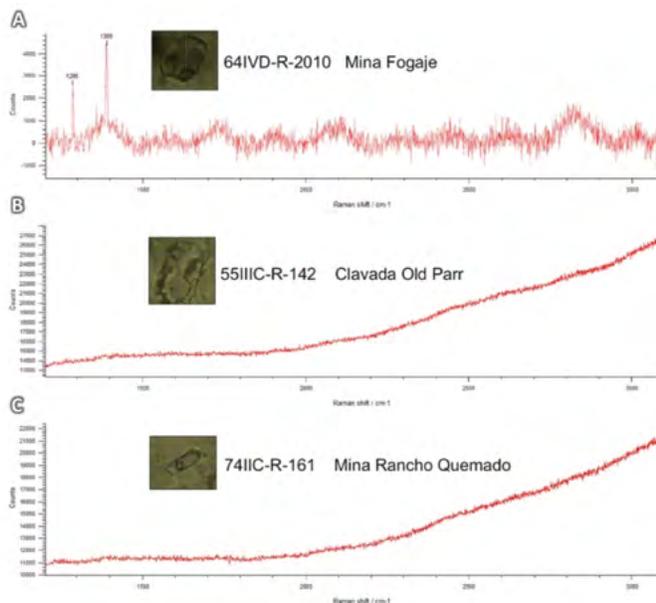


Figura 4.17. Espectros Raman obtenidos en inclusiones fluidas del distrito minero de Frontino. Fuente: Convenio 38 SGC-UNAL



De acuerdo con los datos colectados (Tpf), se deduce que la mineralización en el sector fue introducida por fluidos de origen hidrotermal con presencia de cationes como K^+ , Na^+ , Fe_2^+ y Mg_2^+ , relacionados con alteración a sericita y clorita.

En el sector de la mina Fogaje se presentan trazas de CO_2 asociadas al fluido mineralizante, mientras que en los otros sectores no se observan volátiles asociados a dichos fluidos (figura 4.17).

La temperatura y salinidad de las inclusiones son relativamente bajas —varían de 159 a 200 $^{\circ}\text{C}$ —, lo cual se explica como una mezcla isotermal de fluidos con salinidades variables, y están relacionadas con fluidos muy diluidos emplazados en la parte superior de la corteza, lo que indicaría que puede tratarse de fluidos con influencia magmática.

De acuerdo con esto, los rangos de temperatura y salinidad obtenidos y las características del fluido indican que los depósitos son de tipo epitermal, de muy baja temperatura (figura 4.18)

Es importante tener en cuenta que las inclusiones analizadas están representando las temperaturas más bajas del sistema, posiblemente desarrolladas en la fase final de su formación.

4.2.5.2. SECUENCIA PARAGENÉTICA

En términos generales, hay una mineralización temprana dominada por pirita masiva entre euهدral y anhedral; le sigue un evento de multifracturamiento y, posteriormente, uno mineralizante con precipitación de pirita acompañada de calcopirita, esfalerita y galena. Localmente precipita pirita euهدral y arsenopirita. Este evento polimetálico rellena fracturas y poros con cuarzo y pirita primarios. Localmente aparece turmalina. Regularmente la galena se encuentra en las etapas finales de cristalización, asociada con oro, lo mismo que algunos telururos y sulfosales de plata, como la tetraedrita. En las fases tardías se presentan cuarzo y carbonatos a lo largo de zonas de fractura (figura 4.19).

Por lo general la metalogénesis del área es similar en cada uno de los sectores; sin embargo, existen variaciones locales que es importante documentar. A continuación se describen los detalles de las secuencias paragenéticas de cada sector.

Sector El Caño, mina Old Parr

La metalogénesis se inicia con un evento primario de cristalización de pirita euهدral- subهدral, de integridad media, multifracturada, con tamaños de hasta 2 mm, asociada a esfalerita anhedral, con segregación de calcopirita ± pirita., además, se exhibe arsenopirita euهدral diseminada de hasta 200 μm con formas de rombo perfecto. El segundo pulso mineralizante está representado por galena anhedral, con tamaños de hasta 2 mm, encargada de rellenar fracturas y reemplazar (acompañada de esfalerita) la estructura cristalina de la pirita y esfalerita del primer evento. Es común que estos cristales de galena presenten deformación dúctil en sus pits triangulares. Un evento posterior se ve representado por acumulaciones en nidos de turmalina prismática, en ocasiones radial, con tamaños de hasta 200 μm (fotografía 4.20 y figura 4.20)

Figura 4.18. Gráfica de salinidad vs. temperatura de homogeneización en el distrito minero de Sur de Bolívar. Fuente: Convenio 38 SGC-UNAL

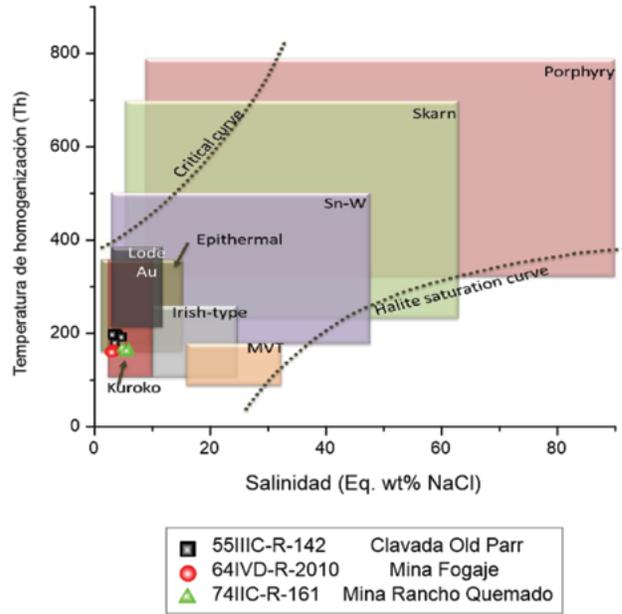


Figura 4.19. Secuencia paragenética generalizada correspondiente al distrito minero de Sur de Bolívar

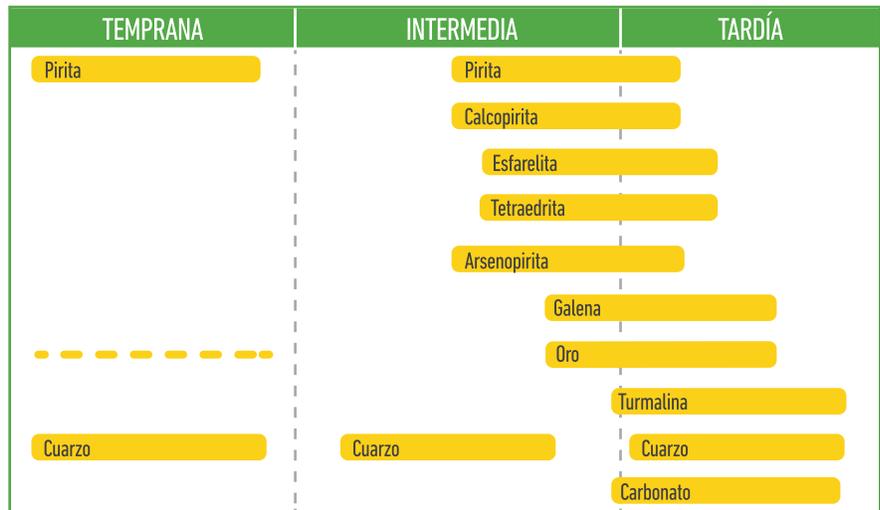
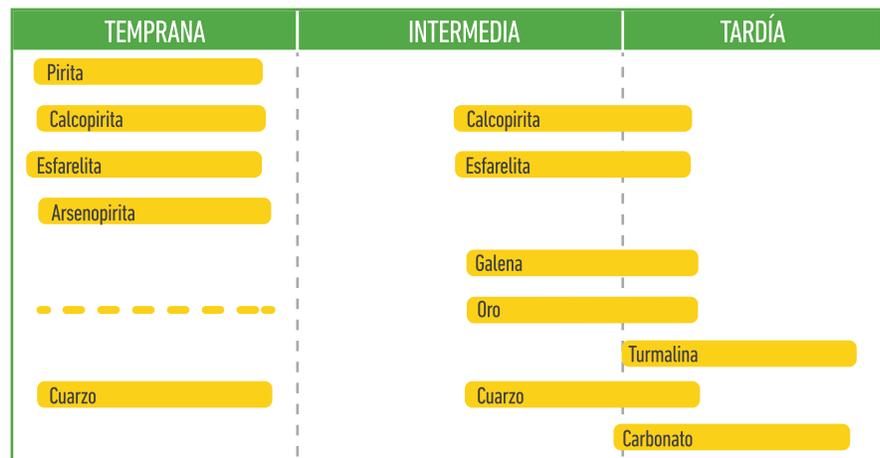
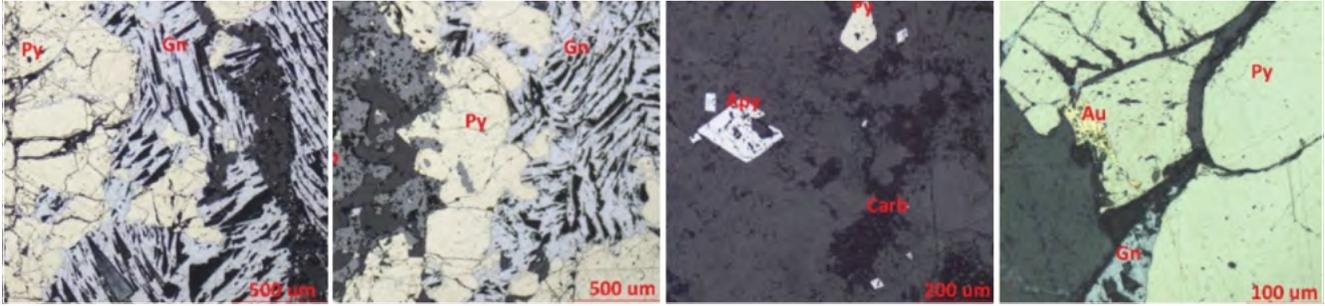


Figura 4.20. Secuencia paragenética correspondiente a la mina Fogaje, sector Pueblito Mejía

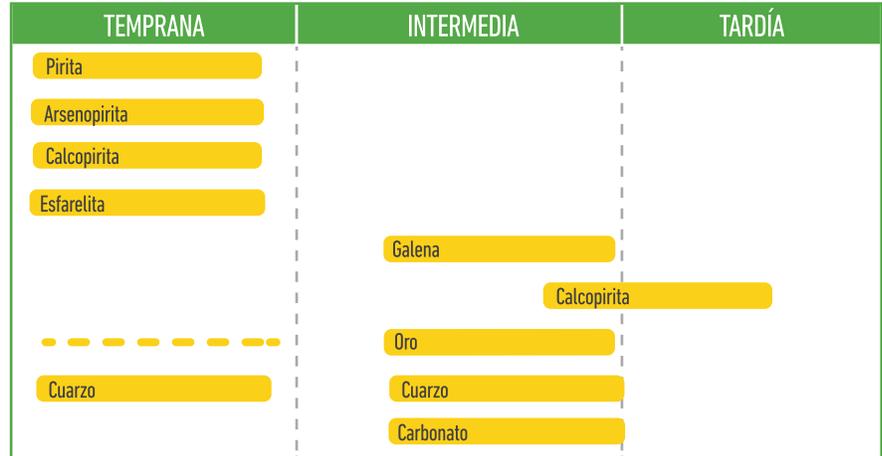




Sector El Prodigio, mina El Prodigio

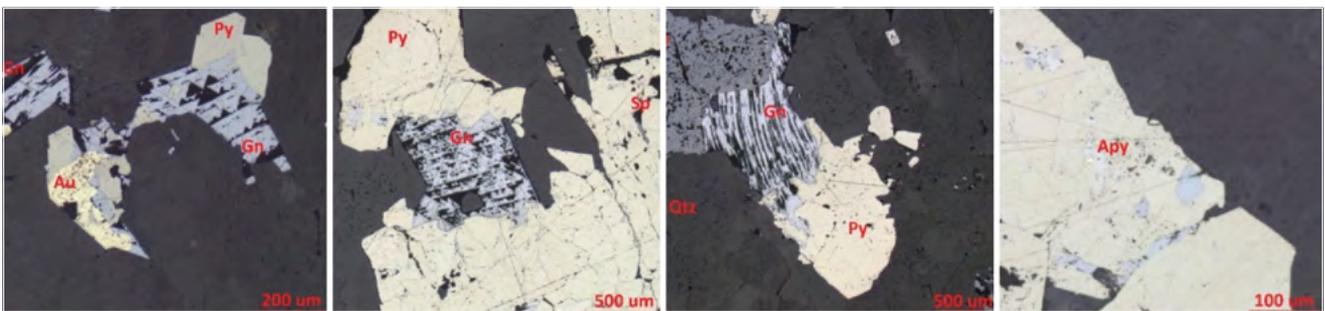
La secuencia de formación metalogénica se ve representada por pirita euahedral-subahedral con tamaños que varían desde 50 µm hasta 2 mm, con inclusiones diseminadas aleatoriamente de arsenopirita, calcopirita, esfalerita y, en menor proporción, cuarzo. Cristales de esfalerita anhedral con segregación de calcopirita alcanzan tamaños de hasta 2 mm; este mineral es coetáneo de la pirita euahedral y se halla en contactos netos con esta. También se registra, presencia de arsenopirita euahedral (rombos perfectos) diseminada. Un segundo evento mineralizante se ve representado por galena anhedral con tamaños de hasta 2 mm, encargada de rellenar fracturas y reemplazar la estructura cristalina de la pirita y esfalerita del primer evento. Es común que estos cristales de galena presenten deformación dúctil en sus *pits* triangulares. La calcopirita de este evento alcanza tamaños de hasta 100 µm, y se encuentra rellenando espacios entre cuarzo y lineamientos de carbonatos. El oro presenta fuerte relación con la galena; se encuentra tanto asociada como incluida en ella y, en menor proporción, a en pequeñas inclusiones de arsenopirita embebida en pirita (fotografía 4.21 y figura 4.21).

Figura 4.21. Secuencia paragenética correspondiente a la mina El Prodigio, San Martín de Loba



segundo evento mineralizante se ve representado por galena anhedral con tamaños de hasta 2 mm, encargada de rellenar fracturas y reemplazar la estructura cristalina de la pirita y esfalerita del primer evento. Es común que estos cristales de galena presenten deformación dúctil en sus *pits* triangulares. La calcopirita de este evento alcanza tamaños de hasta 100 µm, y se encuentra rellenando espacios entre cuarzo y lineamientos de carbonatos. El oro presenta fuerte relación con la galena; se encuentra tanto asociada como incluida en ella y, en menor proporción, a en pequeñas inclusiones de arsenopirita embebida en pirita (fotografía 4.21 y figura 4.21).

Fotografía 4.21. Mineralización de sulfuros polimetálicos y oro. Mina El Prodigio.



Sector Marañoses, mina La Bendición de Dios

El primer pulso mineralizante va encabezado por cristalización de pirita euahedral- subahedral de integridad media, con tamaños por encima de 1 mm. Esta pirita se encuentra en nidos en cuarzo y ortoclasa deformadas, en régimen frágil (relictos de la roca encajante), estas piritas con un evidente fracturamiento, estas piritas son afectadas por el segundo pulso mineralizante, donde se exhibe esfalerita anhedral (en tamaños mayores superiores a 1 mm), con segregación de calcopirita, calcopirita (en tamaños mayores a 1 mm) con segregación de esfalerita y galena anhedral de hasta 500 µm., uUn evento tardío se ve reflejado en venas de carbonatos elongadas que recubren y cortan a su vez algunos sulfuros (fotografía 4.22 y figura 4.22).

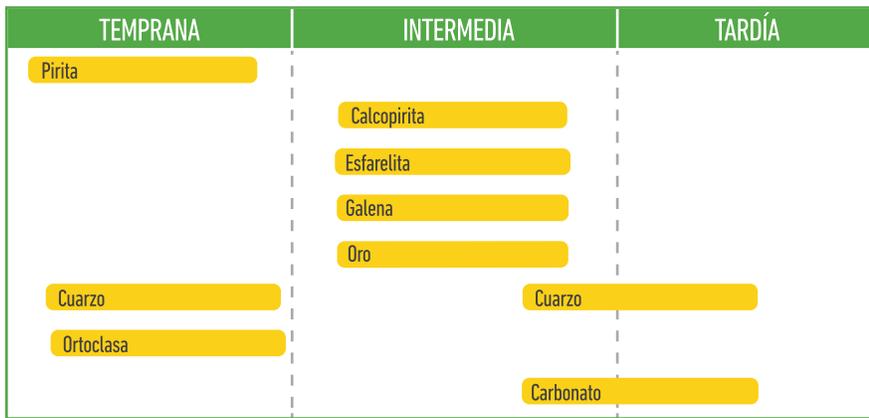
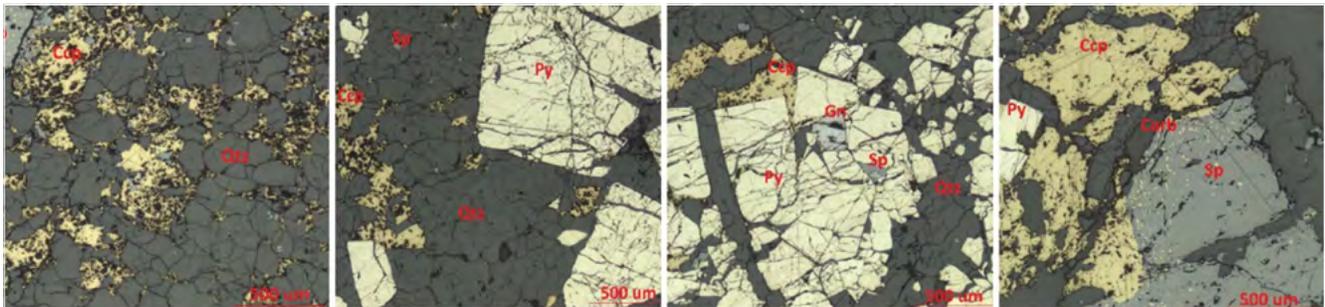


Figura 4.22. Secuencia paragenética correspondiente a la mina La Bendición de Dios, sector Marañones.

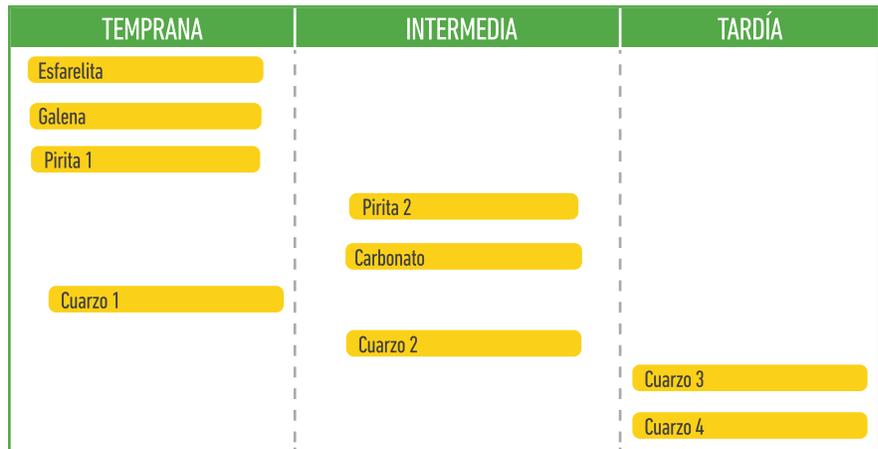
Fotografía 4.22. Mineralización de sulfuros metálicos. Mina La Bendición de Dios



Sector Mina Nigua, mina Pozo Rico

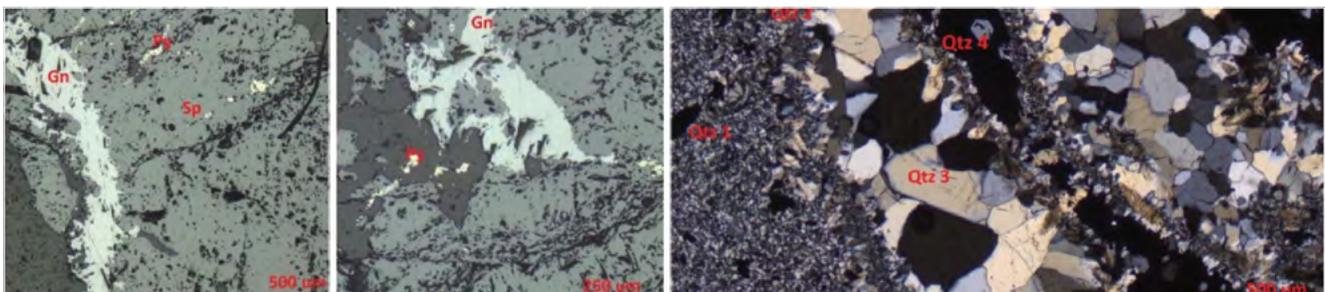
La metalogénesis se inicia con un evento primario de cristalización de esfalerita masiva anhedral con tamaños variables que superan 1 mm, de tamaño acompañada de calcopirita anhedral segregada en esta, con tamaños de hasta 50 µm. La galena alcanza tamaños de hasta 2 mm y presenta intercrecimiento con los cristales de esfalerita. La segunda fase mineralizante se ve representada por pirita anhedral, con tamaños de hasta 50 µm, incluida en cuarzo del primer pulso mineralizante. En este evento, adicionalmente se nota hay presencia de bandas de carbonatos anhedrales con tamaños superiores a 1 mm, y asociado a cuarzo, 1un microcristalino de textura masiva. Se diferencian varias etapas de cristalización de cuarzo; (de la más antigua al más reciente), cuarzo 2 (Qtz 2), con textura *comb* y tamaños de 100 µm; cuarzo 3 (Qtz 3), con textura granoblástica y tamaños de hasta 500 µm, y cuarzo 4 (Qtz 4), con textura *comb* y tamaños de 100 µm (último en cristalizar) (fotografía 4.23 y figura 4.23).

Figura 4.23. Secuencia paragenética correspondiente a la mina Pozo Rico, sector Las Niguas



Se diferencian varias etapas de cristalización de cuarzo; (de la más antigua al más reciente), cuarzo 2 (Qtz 2), con textura *comb* y tamaños de 100 µm; cuarzo 3 (Qtz 3), con textura granoblástica y tamaños de hasta 500 µm, y cuarzo 4 (Qtz 4), con textura *comb* y tamaños de 100 µm (último en cristalizar) (fotografía 4.23 y figura 4.23).

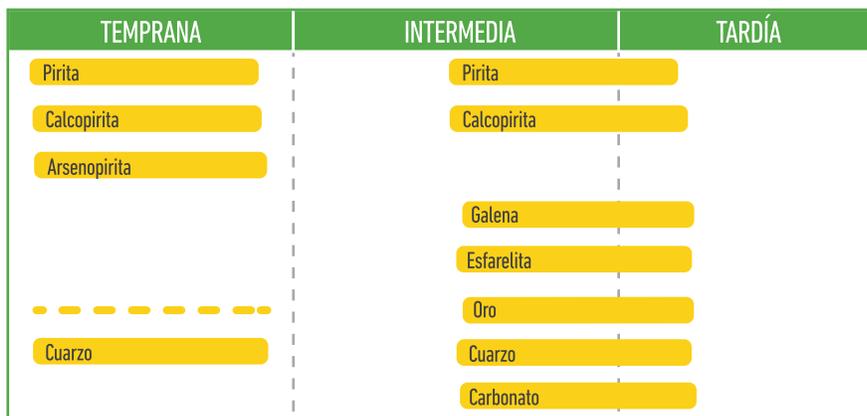
Fotografía 4.23. Mineralización aurífera. Mina Pozo Rico.



Sector Pueblito Mejía, mina Fogaje

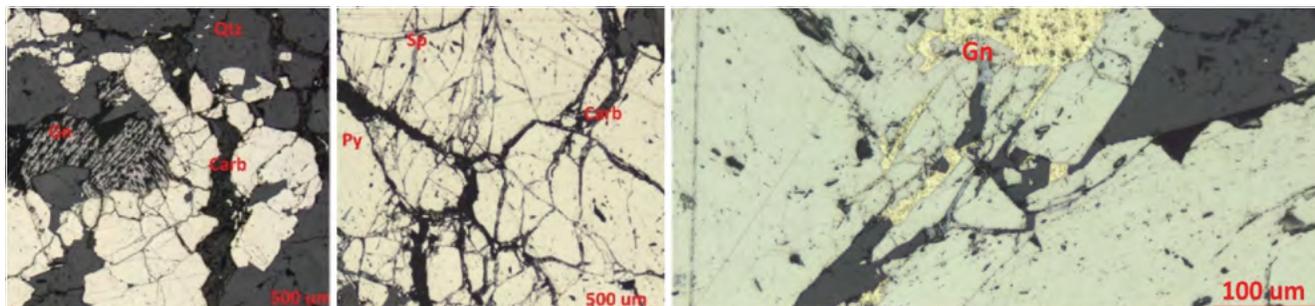
La metalogénesis se inicia con un evento primario de cristalización de pirita subhedral multifracturada con tamaños superiores a 3 mm, acompañado por cuarzo. Esta pirita contiene en su estructura segregación de calcopirita y arsenopirita anhedrales con tamaños inferiores a 30 µm. El segundo evento mineralizante está representado por galena anhedral con tamaños mayores de 1 mm, en reemplazando de la pirita multifracturada, venas de galena + esfalerita rellenando fracturas de pirita euhedral; pirita anhedral con tamaños que rondan los 50 µm, incluida en cuarzo; esfalerita de hasta 100 µm con segregación de calcopirita y venas elongadas de carbonato rellenando fracturas en sulfuros. El oro está asociado e incluido con tamaños que varían entre 20 y 50 µm en pirita de la primera mineralización, y oro de hasta 120 µm asociado a galena e incluido en carbonatos del segundo pulso mineralizante, el cual que se caracteriza por rellenar fracturas en pirita (fotografía 4.24 y figura 4.24).

Figura 4.24. Secuencia paragenética correspondiente a la mina Fogaje, sector de Pueblito Mejía



La metalogénesis se inicia con un evento primario de cristalización de pirita subhedral multifracturada con tamaños superiores a 3 mm, acompañado por cuarzo. Esta pirita contiene en su estructura segregación de calcopirita y arsenopirita anhedrales con tamaños inferiores a 30 µm. El segundo evento mineralizante está representado por galena anhedral con tamaños mayores de 1 mm, en reemplazando de la pirita multifracturada, venas de galena + esfalerita rellenando fracturas de pirita euhedral; pirita anhedral con tamaños que rondan los 50 µm, incluida en cuarzo; esfalerita de hasta 100 µm con segregación de calcopirita y venas elongadas de carbonato rellenando fracturas en sulfuros. El oro está asociado e incluido con tamaños que varían entre 20 y 50 µm en pirita de la primera mineralización, y oro de hasta 120 µm asociado a galena e incluido en carbonatos del segundo pulso mineralizante, el cual que se caracteriza por rellenar fracturas en pirita (fotografía 4.24 y figura 4.24).

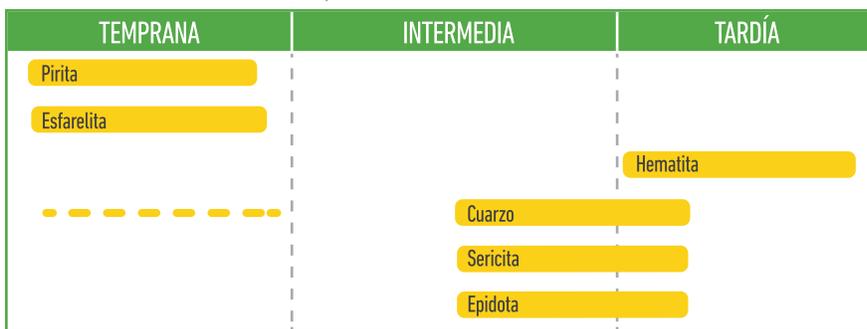
Fotografía 4.24. Mineralización aurífera. Mina Fogaje



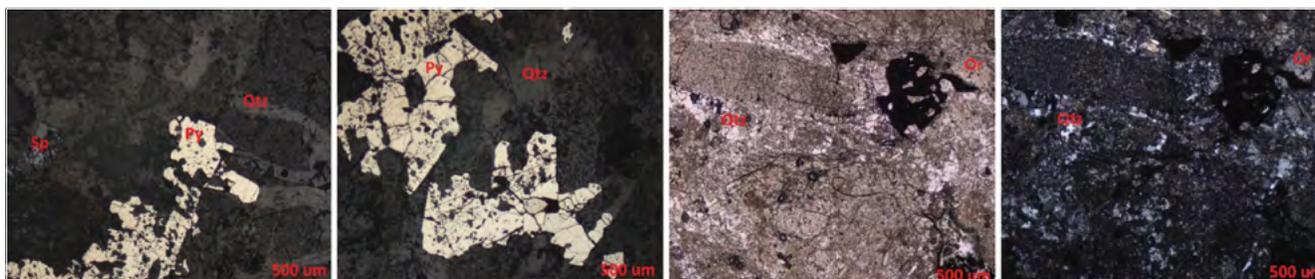
Sector Minas de Santa Cruz, mina La Esperanza

El evento primario de metalogénesis consta de cristalización de pirita subhedral de baja integridad con tamaños promedio de 1 mm, mm, esfalerita subhedral también de baja integridad, con tamaños de hasta de 400 µm, ambos sulfuros asociados a venas y cristales de cuarzo subhedral con tamaños de hasta 1 mm. Un evento posterior se ve representado por alteración hidrotermal cuarzo-sericita-epidota la cual que afecta totalmente a la roca caja clasificada como toba cristalina. Esta roca caja se ve afectada por procesos de oxidación y presencia de hematita (fotografía 4.25 y figura 4.25).

Figura 4.25. Secuencia paragenética correspondiente a la mina La Esperanza, sector Minas de Santa Cruz



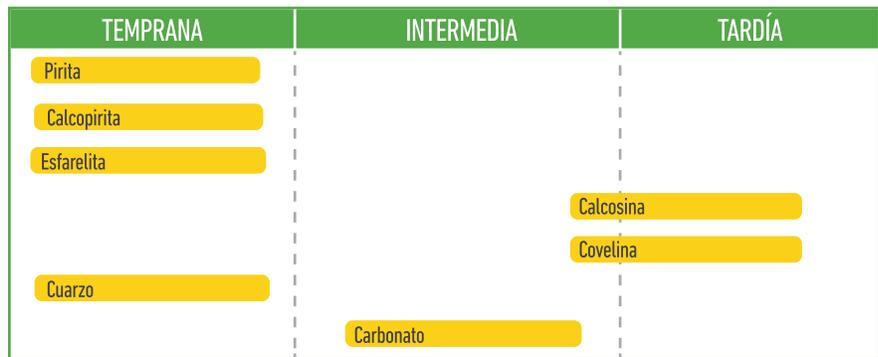
Fotografía 4.25. Mineralización aurífera. Mina La Esperanza



Sector Mina Seca-Tiquisio, mina Jaime

La secuencia de formación metalogénica se ve representada por pirita de euhedral a subhedral, con tamaños de hasta 1 mm, con inclusiones de cuarzo y esfalerita de hasta 400 µm. En algunas ocasiones se visualizan estas mismas esfaleritas asociadas a pirita, partículas de calcopirita anhedral de 200 µm incluidas en cuarzo. Los minerales de este primer evento comúnmente son intersectados por venas de carbonato (fotografía 4.26 y figura 4.26).

Figura 4.26. Secuencia paragenética correspondiente a la mina Jaime, sector Mina Seca, Tiquisio.



Estados de oxidación se manifiestan con cristales de calcosina anhedral de 300 µm, con coronas de covelina. En ocasiones se observa que esta misma asociación se observa generando pseudomorfismo sobre cristales de pirita euhedral.

Fotografía 4.26. Pirita euhedral en matriz de cuarzo (Qtz) y carbonatos (Carb). Mina Jaime

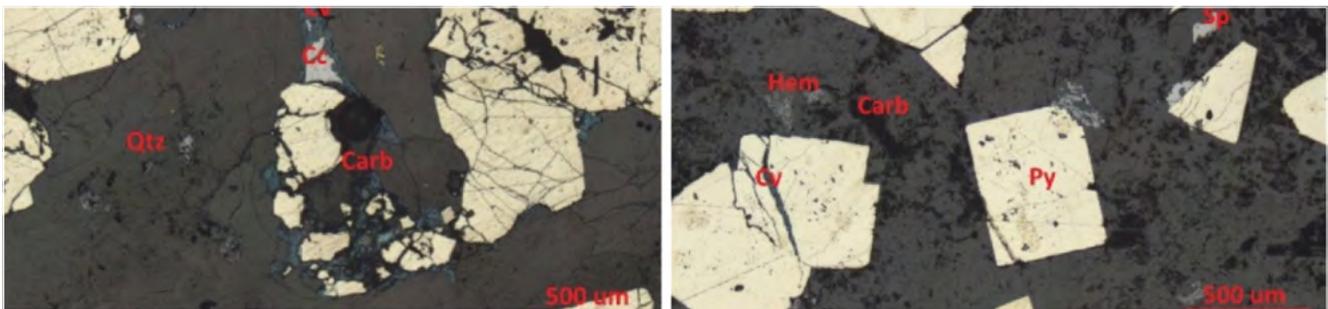
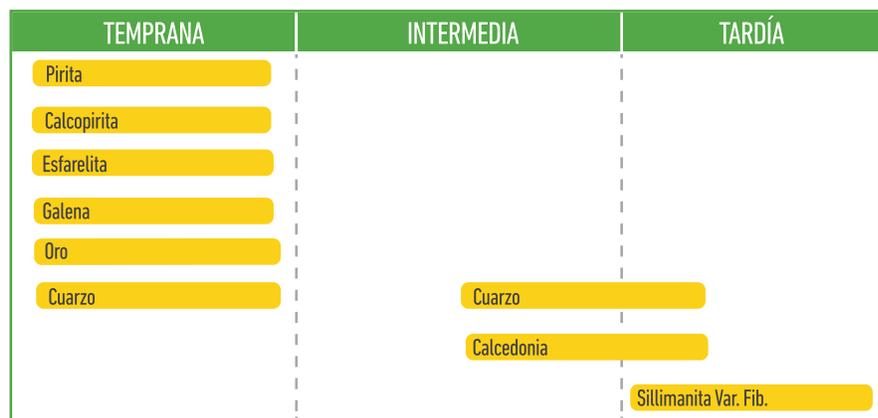


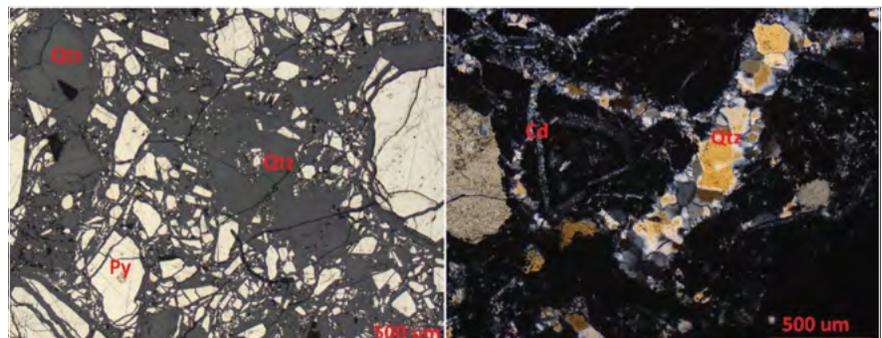
Figura 4.27. Secuencia paragenética correspondiente a la mina Jaime, sector Mina Pichi, Tiquisio

Sector Casa de Barro-Tiquisio, Mina Pichi

El primer pulso responsable de la mineralización exhibe pirita multifracturada de subhedral a anhedral con tamaños de hasta 2 mm, con inclusiones de oro y galena de 20 µm, aproximadamente. En esta misma etapa se evidencia calcopirita anhedral con tamaños de hasta 100 µm, con segregación de esfalerita. La segunda fase mineralizante se ve representada por rellenos de venas de cuarzo con cristales de hasta 300 µm, cuarzo variedad calcedonia microcristalino con hábito fibroso, encargado de englobar principalmente pirita. Por último, se observan intercrecimientos de sillimanita variedad fribrolita, con su hábito característico acicular radial, acumulada en nidos y alcanzando tamaños de hasta 500 µm (fotografía 4.27 y figura 4.27).



Fotografía 4.27. Pirita anhedral multifracturada, con relleno de cuarzo microcristalino. Mina Pichi



Sector Buena Señá, mina La Esperanza

La mineralización en el sector de Buena Señá exhibe pirita diseminada, entre euhedral y subhedral, de integridad media, con tamaños de hasta 1 mm, con inclusiones de calcopirita de aproximadamente 50 µm aproximadamente. Eventos posteriores se resaltan por notoria oxidación, esta que se refleja con presencia de segregación de hematita - goethita, con tamaños de hasta 2 mm, diseminadas en toda la roca. Además, es común encontrar calcosina en coronas de oxidación, que generando pseudomorfismo sobre calcopiritas incluidas en pirita con abundante presencia de calcosina. La roca está totalmente afectada por alteración hidrotermal, principalmente venas de cuarzo de 100 µm, cuarzo diseminado, sericita diseminada y en ocasiones en nidos, muscovita y carbonatos en menos proporción (fotografía 4.28 y figura 4.28).

4.2.6. OCURRENCIA DE ORO EN VETA

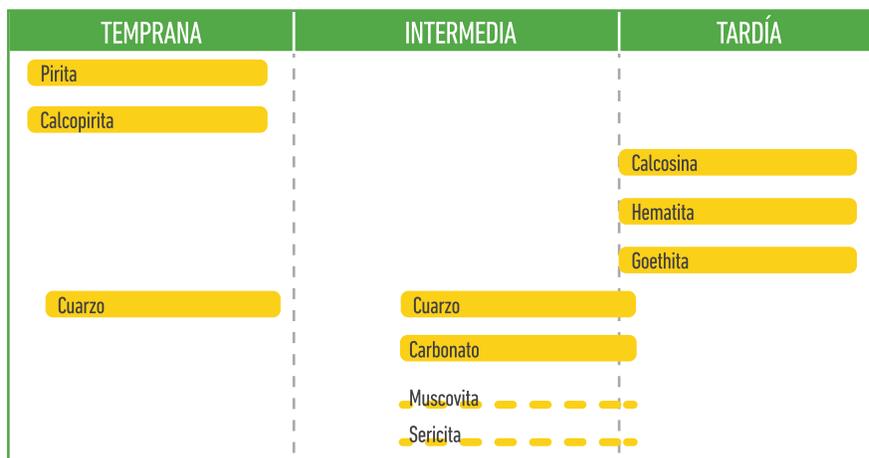
La mineralización aurífera en el distrito minero de Sur de Bolívar se encuentra directamente asociada con sulfuros metálicos, principalmente incluida en pirita o asociada a galena y calcopirita, a manera de relleno de fracturas en pirita preexistente. Secundariamente se encuentra asociada con esfalerita, arsenopirita y telururos o sulfosales de plata

El tamaño del grano de oro, considerando su magnitud como el diámetro equivalente de cada partícula (D2Eq), varía desde algunos micrones hasta más de 200 micrómetros. Predominan partículas de menos de 40 micrómetros, que se encuentran generalmente incluidas en pirita o en bordes de granos asociados a galena o calcopirita.

Las minas visitadas de los nueve sectores contienen menas cuyo contenido mineralógico es similar, aunque variable en proporción de sulfuros, con incrementos en los sectores de Marañoses y Santa Cruz. Las menas están compuestas de cuarzo y sulfuros, con predominio de pirita y, en orden de abundancia, con cantidades menores de galena, calcopirita, esfalerita, arsenopirita y, ocasionalmente, telururos y sulfosales de plata.

En los análisis petrográficos de veta intacta de 30 secciones delgadas pulidas, fueron halladas 240 partículas de oro distribuidas, en su mayoría relacionadas con sulfuros, tanto asociadas (106 partículas), como incluidas (96 partículas). También fueron identificadas partículas de oro libre (38 partículas) en cuarzo y carbonatos (figura 4.29).

Figura 4.28. Secuencia paragenética correspondiente a la mina La Esperanza, sector Buena Señá



Fotografía 4.28. Mineralización de pirita, calcopirita y galena. Mina La Esperanza

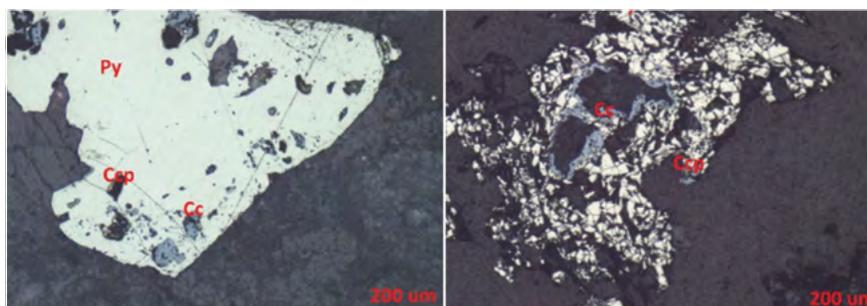
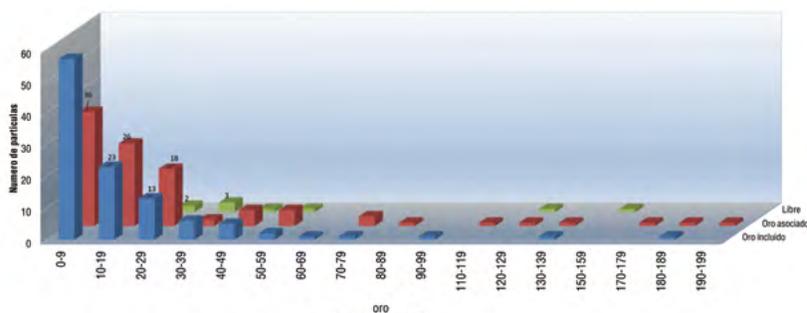


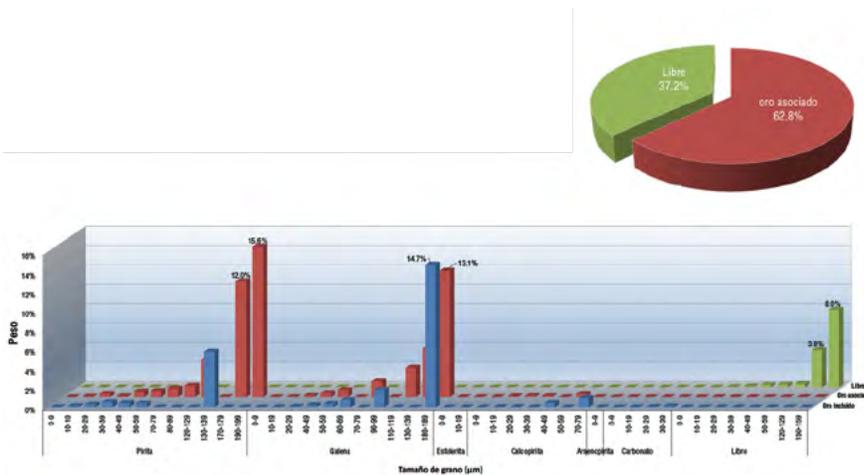
Figura 4.29. Distribución de tamaño de partículas de oro (D2Eq). Distrito Sur de Bolívar



La presencia aurífera corresponde principalmente a oro asociado a pirita, galena y, en menor proporción, calcopirita. El oro asociado a sulfuros representa el 60% de la distribución, y regularmente se encuentra asociado con galena en los bordes de grano de pirita como, relleno de fracturas. Cerca del 27% el oro se encuentra incluido en pirita y galena, mientras que el 12% restante está en cristales de cuarzo y carbonato.

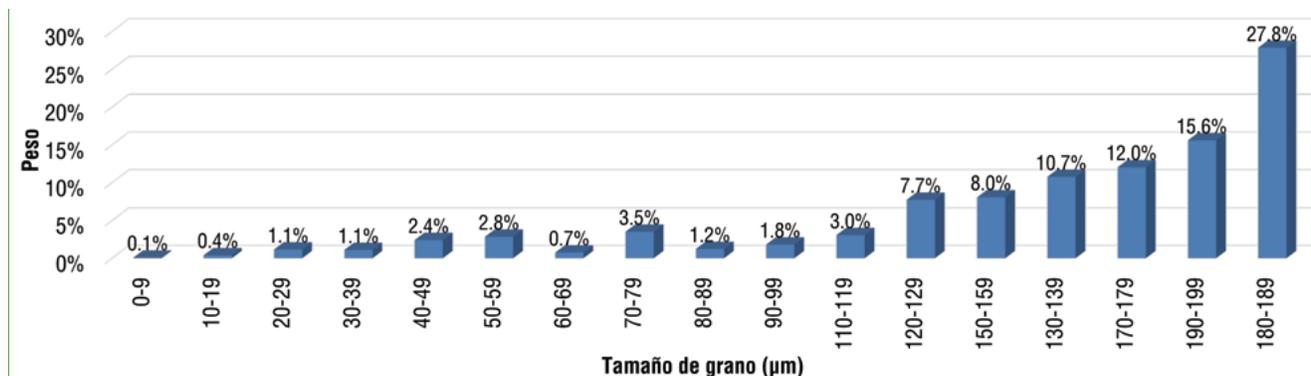
En veta intacta, la asociación de oro con pirita representa el 42%, lo mismo que galena, 42%, mientras que con calcopirita representa solo el 2,1%, y ocasionalmente se asocia con otros sulfuros, como esfalerita, arsenopirita y tetraedrita (figura 4.30).

Figura 4.30. Asociación de oro en veta en el distrito Sur de Bolívar

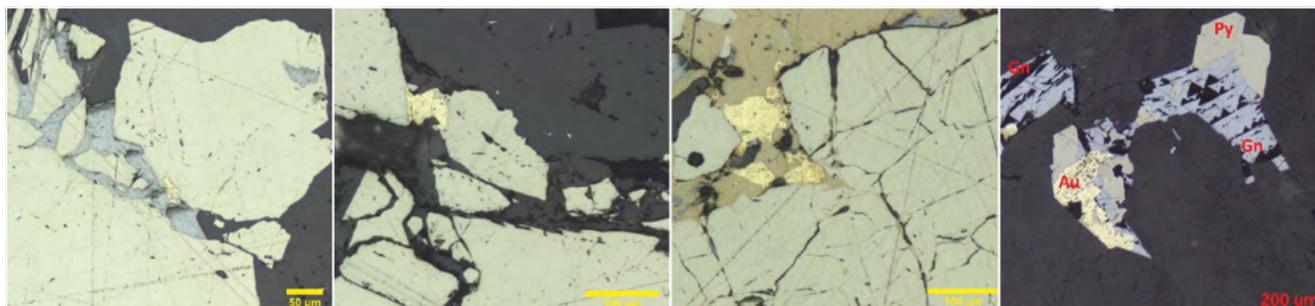


La distribución total de oro según el peso indica un reparto bimodal, en el que prevalecen partículas de tamaño (D2Eq) mayores de 70 micrómetros, que pueden alcanzar los 200 micrómetros (representan el 92%). Estas partículas pueden recuperarse por métodos convencionales, mientras que la recuperación de la población de menor tamaño requiere de técnicas especiales, y representan cerca de 8% restante (figura 4.31 y fotografía 4.29).

Figura 4.31. Distribución oro en peso por rango de tamaño. Distrito minero de Sur de Bolívar



Fotografía 4.29. Ocurrencia típica de oro en el distrito minero de Sur de Bolívar



4.2.7. CALIDAD DEL ORO (EPMA)

Para determinar la composición elemental y establecer la relación Au-Ag, mediante microscopía electrónica de oro por microsonda (EPMA) se analizaron cuarenta partículas de oro presentes en siete secciones delgadas de los sectores establecidos.

De forma general, las secciones contienen cantidades variables de oro, que varían entre 53,1% y 85,4%, con valor promedio de 67,13 wt%, mientras que la variación de plata oscila entre 13,3 wt% hasta 45,2wt% con promedio de 31,07 wt%. También se evidenció la presencia de Hg, As, Bi y Te en el oro (figura 4.32).

Puede observarse una tendencia en la calidad del oro, considerando que los análisis microelementales de Au y Ag en partículas de oro indican prevalencia de altos contenidos de Au en los sectores de Mina Seca y Casa de Barro, mientras que las partículas de oro del sector de Pueblito Mejía presentan mayor concentración de plata.

El oro del sector de Marañones contiene cantidades de Au que varían entre el 64% y el 72%, con un dato excepcional del 85%, mientras que en el sector de San Martín de Loba, en material proveniente de la mina El Prodigio, los contenidos de Au varían entre el 59% y 63% (figura 4.33)

La distribución que muestra la relación Au/Ag sugiere una tendencia lineal, lo cual significa que no hay concentraciones altas de elementos dentro del oro.

Figura 4.33. Relación de Au/Ag de partículas de oro en minas del distrito de Sur de Bolívar

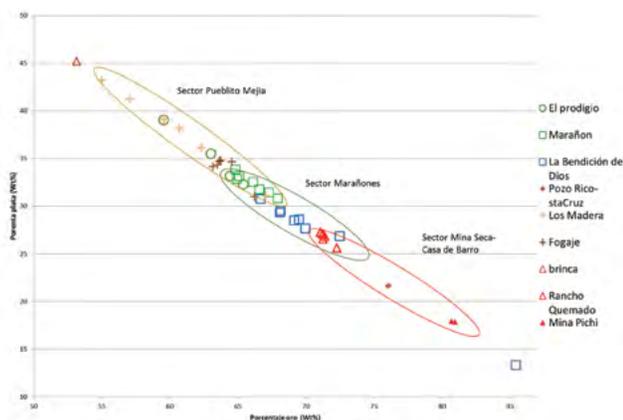


Figura 4.34. Mapa composicional de partículas de oro. Mina Marañones. Sector La Bendición de Dios

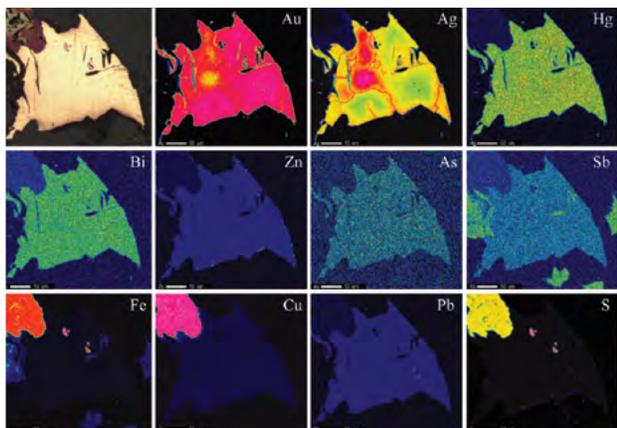
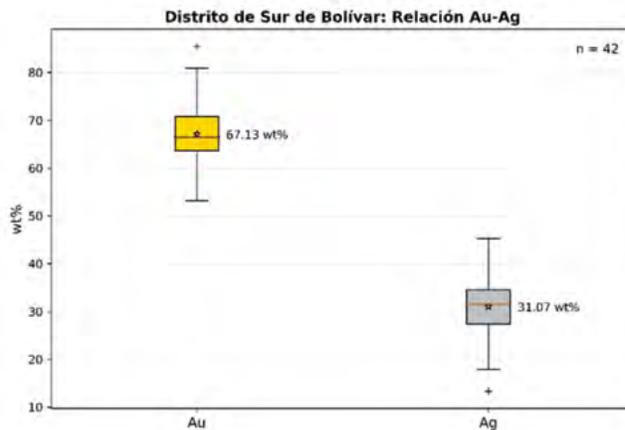


Figura 4.32. Relación de Au/Ag a partir de los datos de microsonda en oro del distrito de Sur de Bolívar



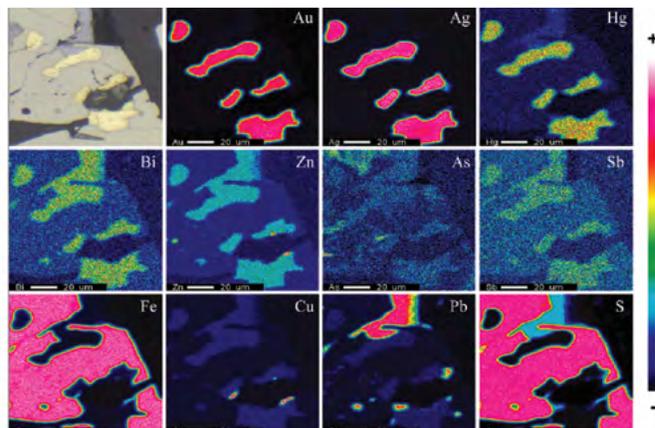
Fuente: Convenio 38 SGC-UNAL

Por lo general, el tipo de oro predominante en el distrito es electrum, y son notables los contenidos de Ag en el sector de Pueblito Mejía.

En las imágenes composicionales de la mina La Bendición de Dios (sector de Marañones) se presentan partículas de oro con concentración de plata y contenidos bajos de mercurio, bismuto, arsénico y antimonio distribuidos homogéneamente (figura 4.34).

En las imágenes composicionales de la mina El Prodigio (sector de San Martín de Loba) se presentan partículas de oro con alta concentración de plata distribuida regularmente y notable presencia mercurio, zinc, bismuto, antimonio y arsénico distribuidos homogéneamente (figura 4.35).

Figura 4.35. Mapa composicional de partículas de oro. Mina El Prodigio. Sector San Martín de Loba



En las imágenes composicionales de la mina Madera (sector de Pueblito Mejía) se presentan partículas de oro con concentración irregular de plata y contenidos bajos de mercurio, zinc, cobre, plomo, bismuto, y antimonio distribuidos homogéneamente (figura 4.36)

En las imágenes composicionales de la mina El Prodigio (sector de San Martín de Loba) se presentan partículas de oro con alta concentración de plata distribuida regularmente y notable presencia mercurio, bismuto, plomo y antimonio distribuidos homogéneamente (figura 4.37).

Figura 4.36. Mapa composicional de partículas de oro. Mina Madera. Sector Pueblito Mejía

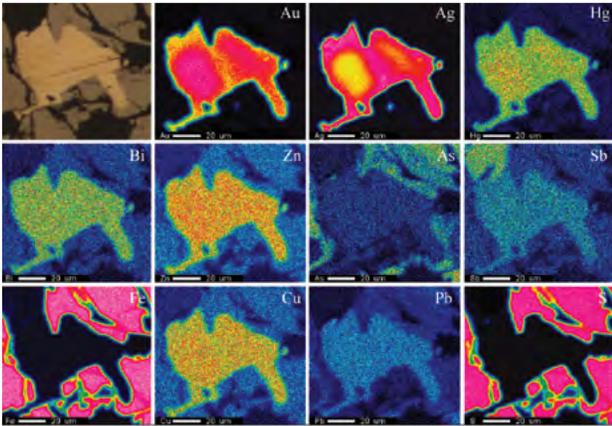
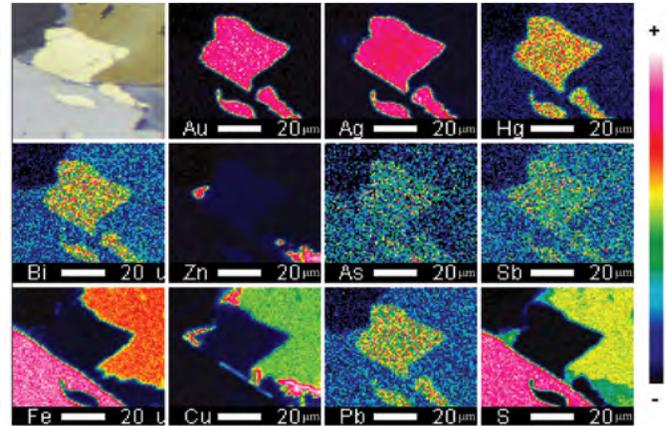


Figura 4.37. Mapa composicional de partículas de oro. Mina Rancho Quemado. Sector Mina Seca



La calidad del oro determinada mediante análisis microelementales por microscopía electrónica (EPMA), con respecto a la relación Au-Ag-Cu, indica que la proporción de plata es alta en las menas, con valores que oscilan entre 13,3 Agwt% y 45,2 Agwt%, caracterizada por la mínima presencia de cobre (figura 4.38).

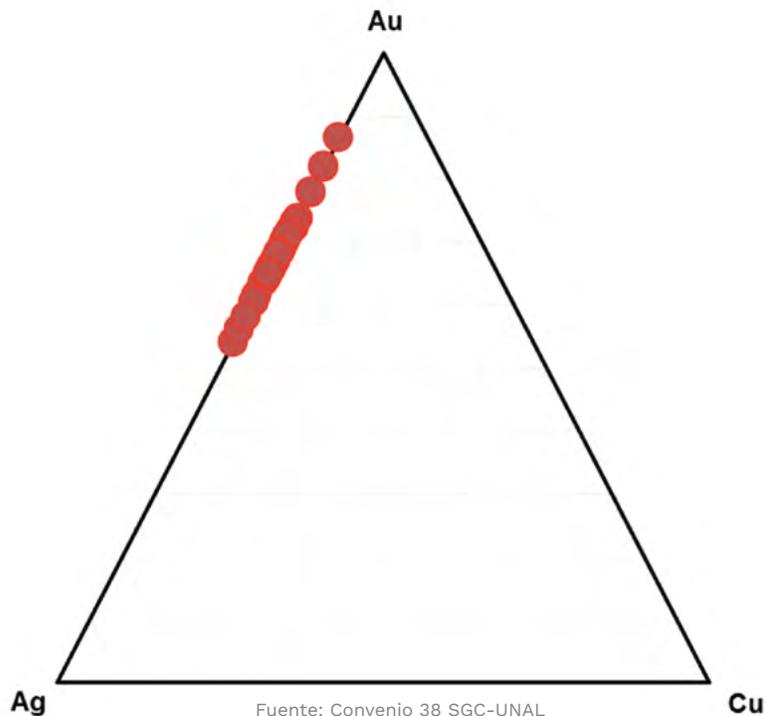
4.2.8. MODELO METALOGÉNICO

En general, el modelo metalogénico corresponde con la mineralización en filones y vetas formados por fracturamiento y relleno, emplazados en zonas de cizalla, con características estructurales compatibles con un régimen transpresivo, emplazados en un cuerpo magmático granodiorítico.

La mineralización aurífera se debe a la circulación de fluidos hidrotermales relacionados con fases finales de magmatismo a lo largo de extensas zonas de fractura ubicadas entre el Sistema de Fallas de La Palestina, Cimitarra y la Falla Bucaramanga-Santa Marta.

Teniendo en cuenta la información bibliográfica disponible, las relaciones de campo observadas y los resultados de análisis petrográficos, y considerando, además, la fuente de los fluidos mineralizantes de las menas estudiadas, son compatibles con depósitos epitermales de muy baja temperatura, seguramente relacionados con intrusiones (intrusion-related gold deposit [IRGD]) (figura 4.39).

Figura 4.38. Diagrama triangular de composición de oro.

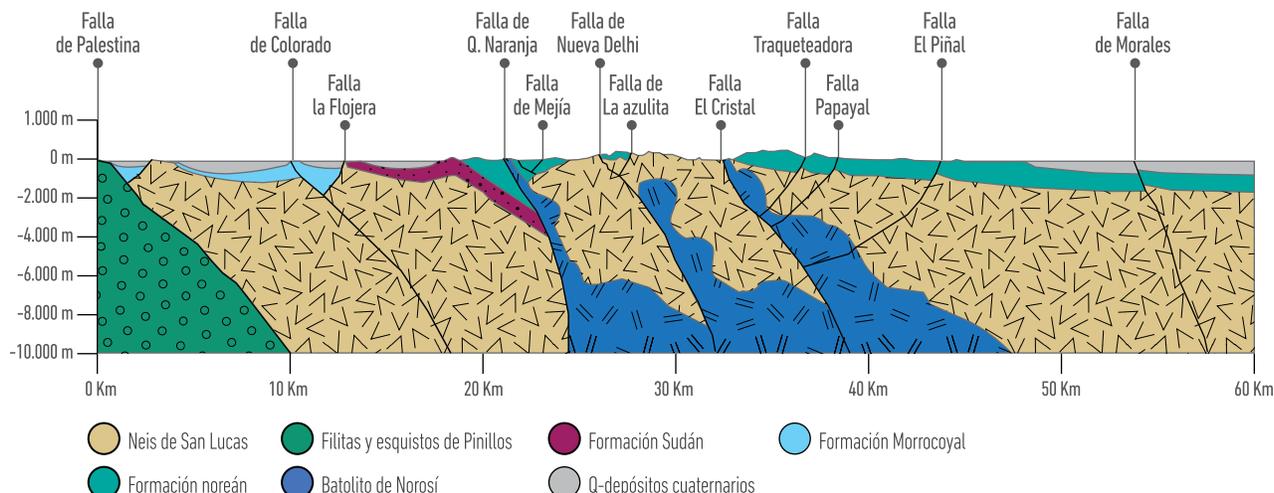


Fuente: Convenio 38 SGC-UNAL

4.2.9. UNIDADES GEOMETALÚRGICAS (UGM)

De acuerdo con la caracterización mineralógica de las menas auríferas, en términos generales hay semejanza en la composición mineralógica de las menas de cada sector. La mineralización es relativamente simple, compuesta de sulfuros metálicos poco reactivos en los que predomina pirita, esfalerita, calcopirita y galena. Sin embargo, hay zonas de enriquecimiento de sulfuros con abundancia de esfalerita y calcopirita, como en los sectores de Marañoses y Santa Cruz, que pueden interferir en los procesos de beneficio. Del mismo modo, hay zonas donde

Figura 4.39. Modelo metalogénico generalizado del distrito minero de Sur de Bolívar



la galena se presenta de forma abundante, con presencia de telururos, y cuyos productos de descomposición pueden interferir en la recuperación del oro.

Es importante destacar que las menas contienen cantidades abundantes de minerales de arcilla, producto no solo de la alteración hidrotermal de la roca hospedante, como en el sector de Casa de Barro, donde se presenta avanzada alteración argílica, sino también de la explotación superficial de minerales, en la que la meteorización de las rocas ígneas genera grandes cantidades de minerales de arcilla.

4.3. ANÁLISIS PETROGRÁFICOS DE MATERIAL DE PROCESO METALÚRGICO

4.3.1. LIBERACIÓN DE MINERALES METÁLICOS

Teniendo en cuenta la composición mineralógica de las menas auríferas de los nueve sectores visitados, se seleccionaron once plantas de beneficio para realizar la correspondiente caracterización mineralógica, como aporte fundamental al conocimiento del material empleado para el beneficio de oro.

Con base en la distribución de tamaño y de las relaciones intergranulares de los minerales se plantean las características comportamentales durante la molienda que pueden ayudar a determinar el grado de liberación de los sulfuros metálicos.

4.3.1.1. SECTOR EL CAÑO

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje en peso de la mena está representada en su mayoría por ganga de cuarzo (50,3%), carbonatos (15,1%) y silicatos (11,3%), mientras que los minerales metálicos están representados por pirita (22,15%), arsenopirita (1,03%), con pequeñas cantidades de esfalerita, galena y calcosina-covelina (<1%) (figura 4.40).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que en partículas con tamaños menores de 149 μm y mayores de 999 μm no se presenta asociación ganga-mineral metálico. La principal asociación se da en el rango 0,1% a 10%, incrementándose desde la fracción 150-299 μm hasta 600-999 μm ; en esta última se encuentra la mayor asociación. Existen pequeñas asociaciones en las fracciones 300-424 μm para los rangos de 0,1%-20%, 40,1%-50% y 60,1%-99%, 425-599 μm para los rangos de 0,1%-10%, 20,1%-30%, 40,1%-50% y 70,1%-80%, todas ellas menores de 5%. La fracción con mayor asociación oscila entre 600 y 999 μm (0,1%-30% y 60,1%-70%). La gran

Figura 4.40. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso en el sector de El Caño

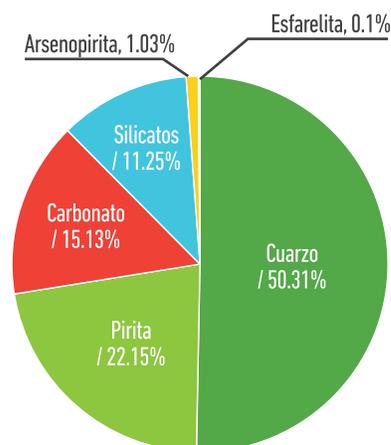
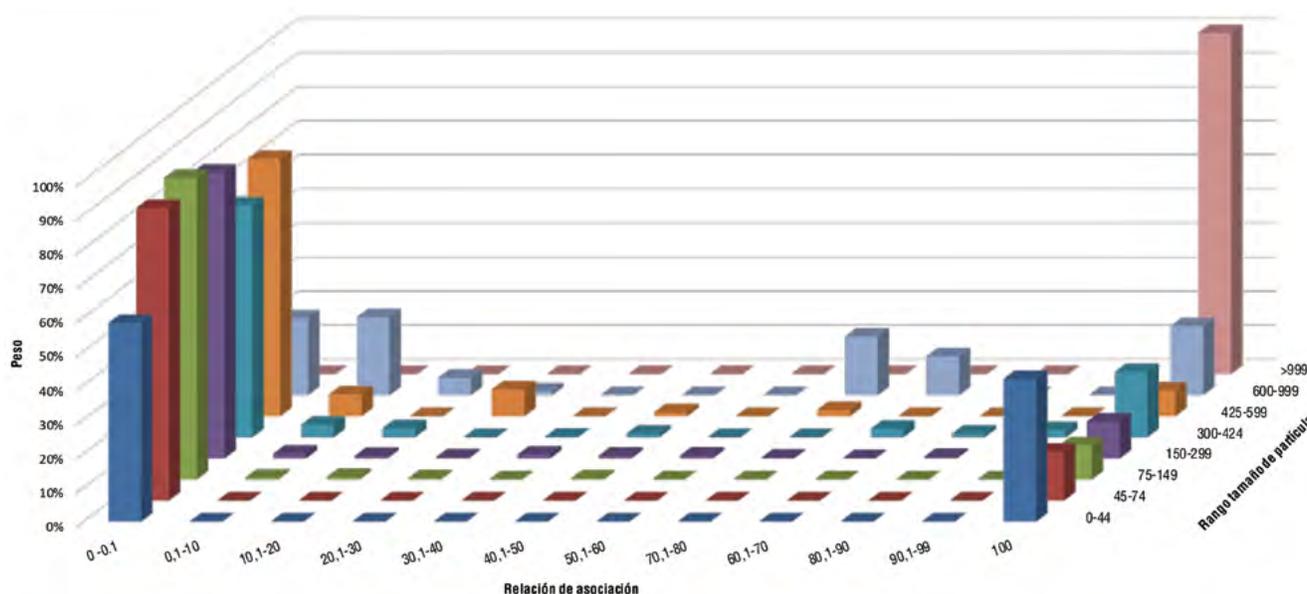


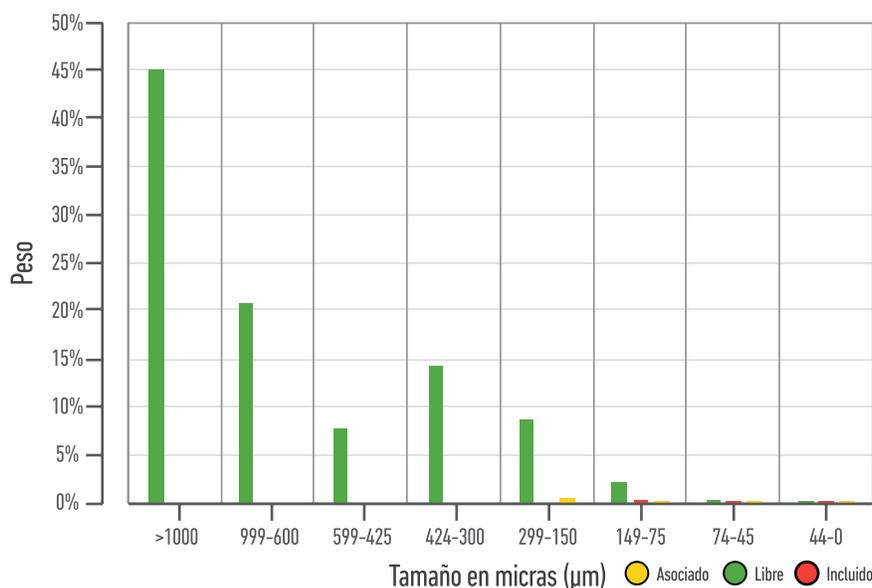
Figura 4.41. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Sector de El Caño



mayoría de las partículas de ganga se encuentra libre en el rango de 0% a 0,1% en las fracciones de 45-999 μm . Los minerales metálicos se encuentran libres en el rango 100%, incrementándose desde la fracción 150 μm hasta mayor de 1.000 μm (figura 4.41).

La distribución de minerales metálicos indica que el 97% de las partículas se encuentran libres en tamaños mayores de 150 μm , con una gran proporción (74%) en tamaños mayores de 425 μm . Existe un rango de asociación de minerales menor de 1% entre 150 y 299 μm , una muy pequeña cantidad (menor del 1%) de minerales metálicos incluidos en ganga en el rango de tamaños comprendido entre 45 y 149 μm . Las partículas libres se presentan en dos modas: la primera, con la mayoría en tamaños mayores de 425 μm , y la segunda, con el 25% del total, en el rango de tamaños comprendido entre 45 y 424 μm (figura 4.42).

Figura 4.42. Distribución total de minerales metálicos. Sector El Caño



La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño indica que los sulfuros libres constituyen la fracción principal en esta muestra, siendo el 100% en cada rango de tamaño mayor de 300 μm , y el 93% entre 150 y 299 μm (7% asociadas), 90% entre 75 y 149 μm (5% incluidas y 5% asociadas), 80% entre 45 y 74 μm (16% incluidas y 4% asociadas) y 63% en las partículas menores de 45 μm (28% incluidas y 9% asociadas) (figura 4.43).

El material de cabeza de proceso de la planta de beneficio en el sector El Caño presenta un grado de liberación superior al 99% en las partículas mayores de 1.000 μm , lo que representa una excelente liberación (figura 4.44).

Figura 4.43. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Sector El Caño

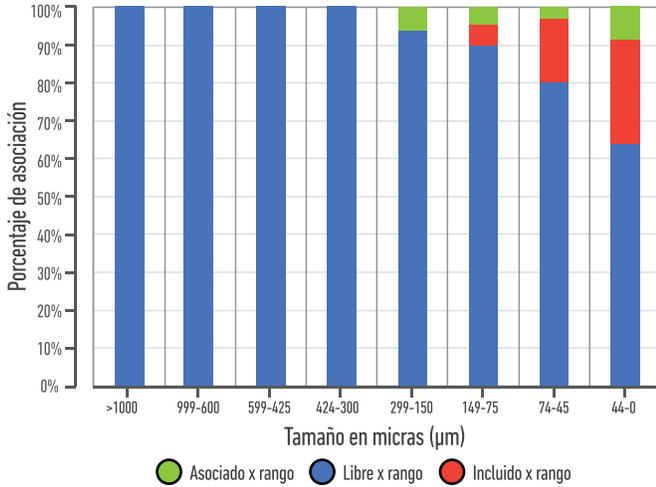
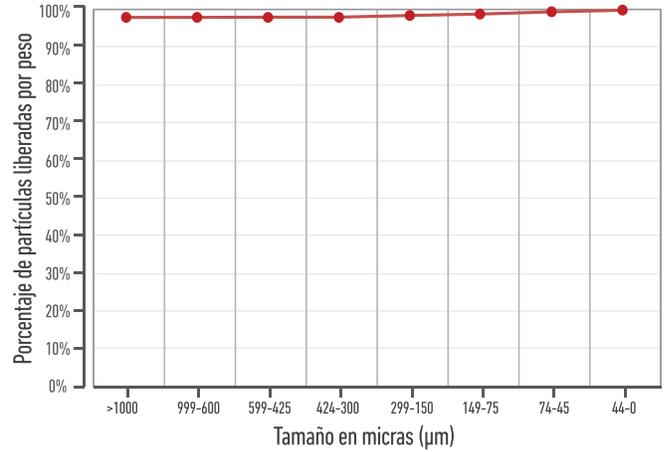


Figura 4.44. Grado de liberación material de cabeza de proceso. Sector El Caño



4.3.1.2. SECTOR EL PRODIGIO

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indica que la distribución mineralógica en porcentaje en peso de la mena está representada principalmente por minerales de ganga, cuarzo (64,7%), silicatos (18,4%), y carbonato (3,5%), mientras que los minerales metálicos están representados casi en su totalidad por pirita (12,9%), con accesorios de esfalerita, galena, arsenopirita y calcopirita con cantidades menores de 1% (figura 4.45).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que en las fracciones menores de 425 μm no existe asociación ganga-mineral, excepto en la fracción 300-425 μm , en el rango del 0,1% al 10%, que es menor de 1%. La asociación ganga-mineral se presenta en las fracciones 425-999 μm en los rangos 0,1%-50%, 60,1%-80% y 90,1%-99%. La gran mayoría de las partículas de ganga se encuentra libre en el rango 0%-0,1% en las fracciones mayores de 150 μm . Los minerales metálicos se encuentran libres en el rango 100%, con pequeñas cantidades en las fracciones 150-599 μm y mayor del 10% de la muestra en la fracción mayor de 1.000 μm (figura 4.46).

Figura 4.45. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso en la mina El Porvenir

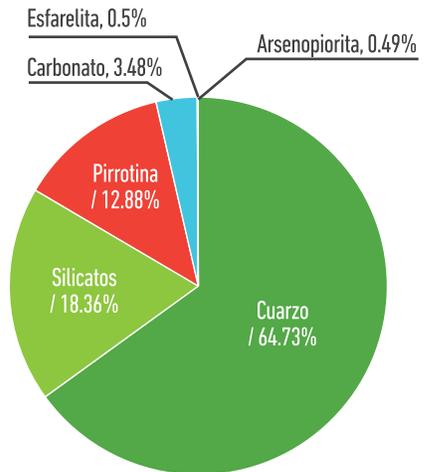
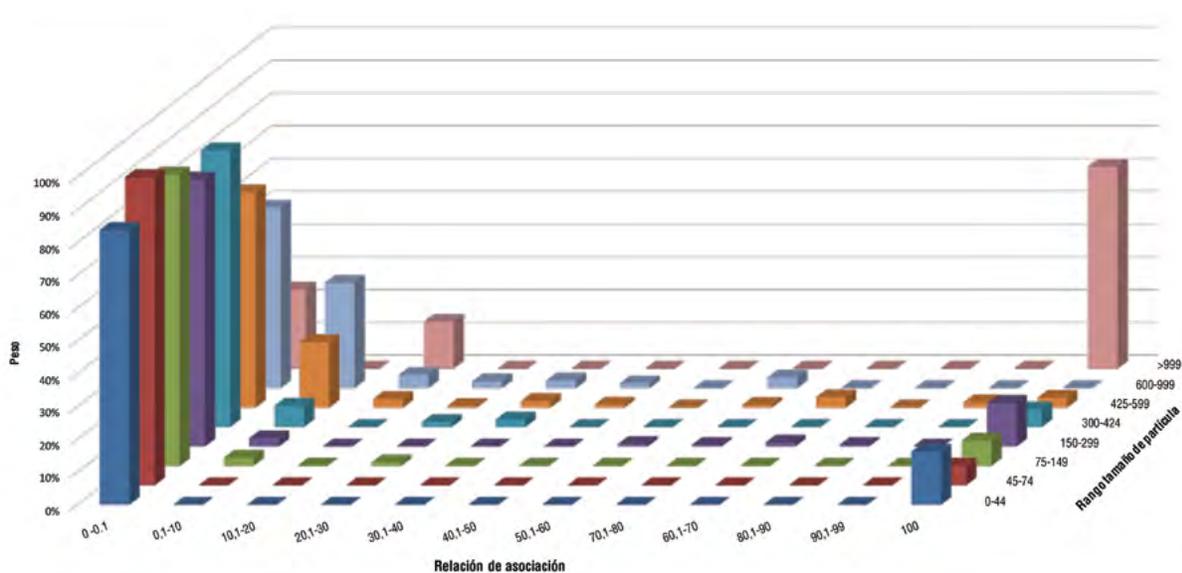


Figura 4.46. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Planta La Chiva



La liberación total de sulfuros muestra que las partículas mayores de 1.000 µm se encuentran liberadas y representan el 82% de la muestra; otra fracción de la muestra (15%) se encuentra libre en el rango de 150 a 599 µm; una fracción muy pequeña se encuentra incluida en ganga en el rango de tamaños comprendido entre 75 y 299 µm, mientras que las partículas asociadas son menos del 1% de la muestra en tamaños entre 150 y 299 µm (figura 4.47).

La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño indica que por encima de 300 µm todas las partículas se encuentran liberadas, y disminuyen hasta casi desaparecer en la fracción de menores de 45 µm, de la siguiente manera: 76% entre 150 y 299 µm (15% incluidas y 9% asociadas), 44% entre 75 y 149 µm (56% incluidas), 6% entre 45 y 74 µm (83% incluidas y 11% asociadas) y 0,8% en tamaños menores de 45 µm (94% incluidas y 4% asociadas) (figura 4.48).

El material de cabeza de la planta La Chiva presenta un grado de liberación del 97% en las partículas mayores de 1.000 µm, lo que representa un muy buen grado de liberación del material que allí se procesa (figura 4.49).

Figura 4.47. Distribución total de minerales metálicos. Planta La Chiva

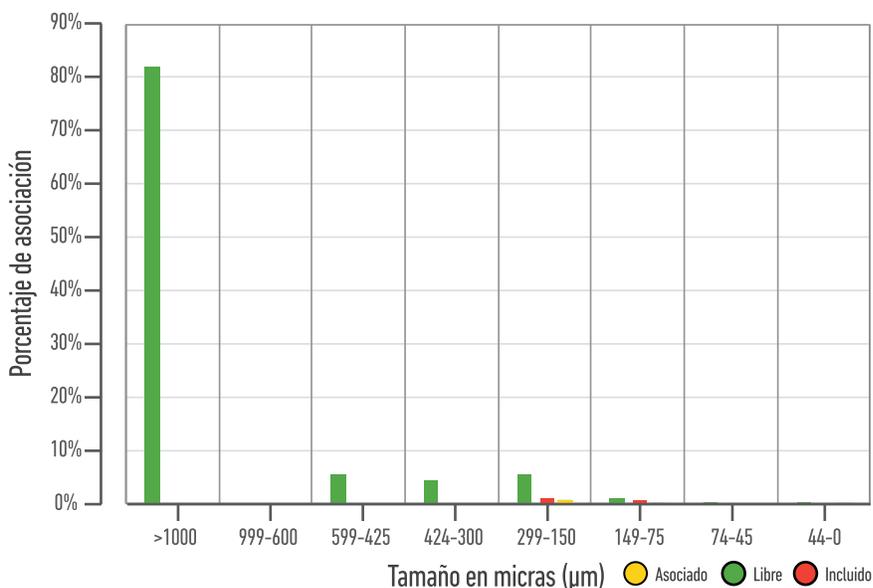


Figura 4.48. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño en la planta La Chiva

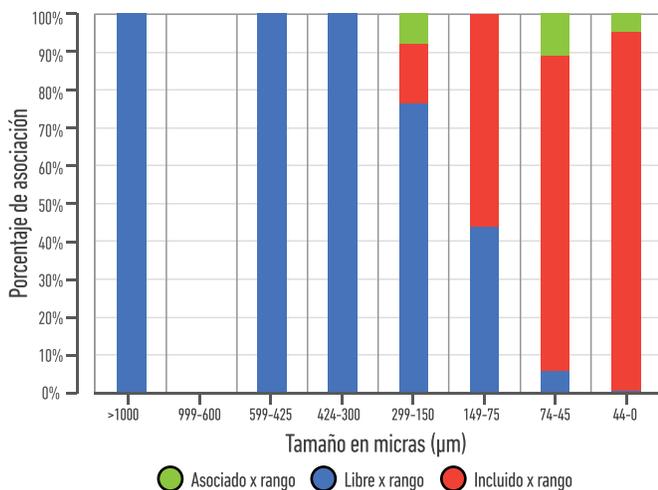
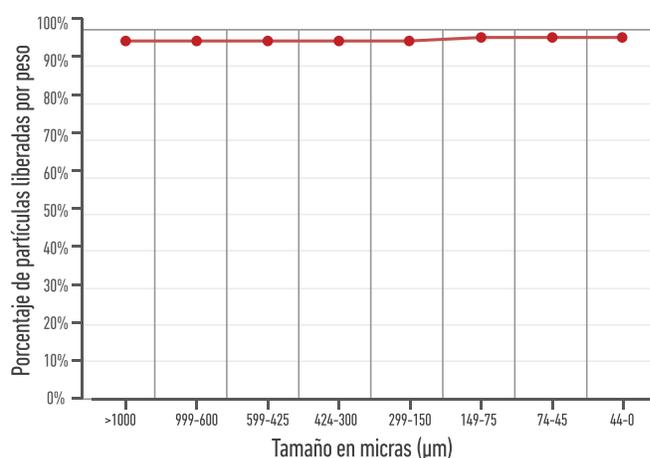


Figura 4.49. Grado de liberación de material de cabeza de proceso en la Planta La Chiva



4.3.1.3. SECTOR MARAÑONES

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje en peso de la mena está representada en su mayoría por ganga de silicatos (54,6%), con cantidades menores de cuarzo (5,2%), mientras que los minerales metálicos están representados por calcopirita (16,5%), pirita (14,1%), marcasita (4,7%) y esfalerita (4,7%), con pequeñas cantidades de calcosina-covelina (0,2%) (figura 4.50).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que la mayor asociación se presenta en el rango de 0,1% a 10%, se incrementa desde la fracción de 45 µm y muestra un pico de casi el 100% en la fracción de 425 a 599 µm. Además, existen pequeñas asociaciones (menores de 3%) en las fracciones 75-149 µm (10,1%-200% y 80,1%-90%), 150-299 µm (20,1%-30%, 40,1%-50%, y 90,1%-99%)

y 300-424 μm (10,1%-20%). La gran mayoría de las partículas de ganga se encuentra libre en el rango 0%-0,1% en fracciones menores de 425 μm . Además, los minerales metálicos se encuentran liberados (rango 100%) en todas las fracciones, con excepción de la comprendida entre 425 y 599 μm (figura 4.51).

La distribución de minerales metálicos indica que las partículas de minerales asociados tienen tamaños entre 45 y 300 μm y es menor del 5% del total de la muestra. Los minerales metálicos incluidos en ganga son menores del 1% en el rango de entre 75 y 149 μm ; hay dos clases de partículas libres: la primera, en tamaños de entre 600 y 999 μm , representa el 33% del total, mientras que la segunda, en una distribución, normal abarca los rangos menores de 425 μm , con el 59% de partículas mayores de 75 μm . Las partículas menores de 75 μm , en su totalidad están liberadas y representan menos del 5% del total de la muestra (figura 4.52).

Figura 4.50. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso de la mina Marañones

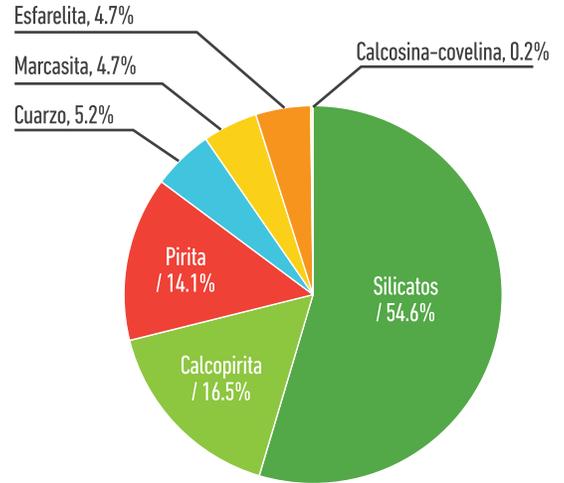
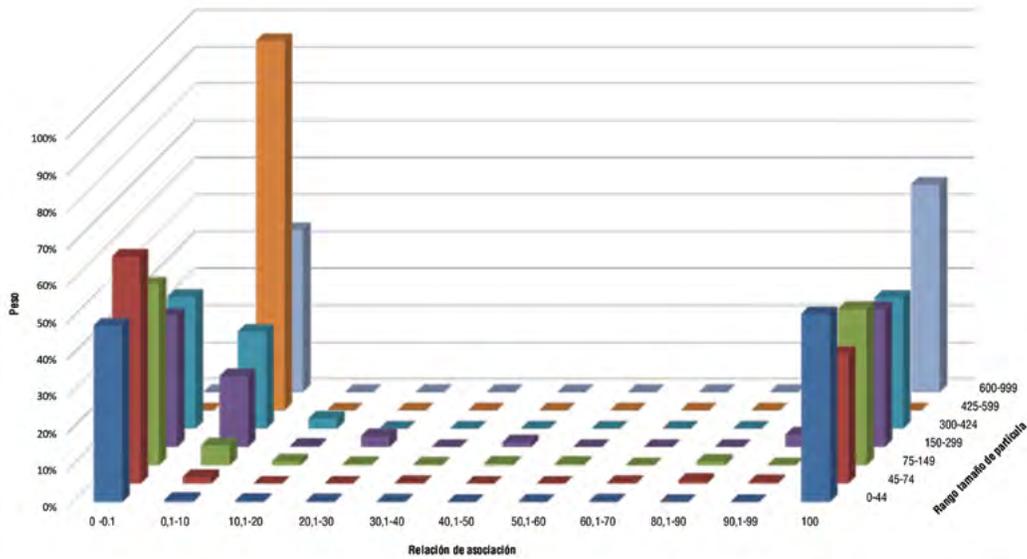


Figura 4.51. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina Marañones.



La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño indica que todos los sulfuros se encuentran libres en tamaños mayores de 300 μm , y además constituyen la fracción principal en los rangos de tamaño menores de 300 μm , con más del 88% en cada rango (figura 4.53).

La liberación de sulfuros en el sector de Marañones se inicia en el 95% en los tamaños mayores de 1.000 μm , y se incrementa hasta alcanzar el 99% en tamaños de 45 a 74 μm . Esto nos indica que este material tiene muy buen grado de liberación (figura 4.54.).

Figura 4.52. Distribución total de minerales metálicos. Mina Marañones

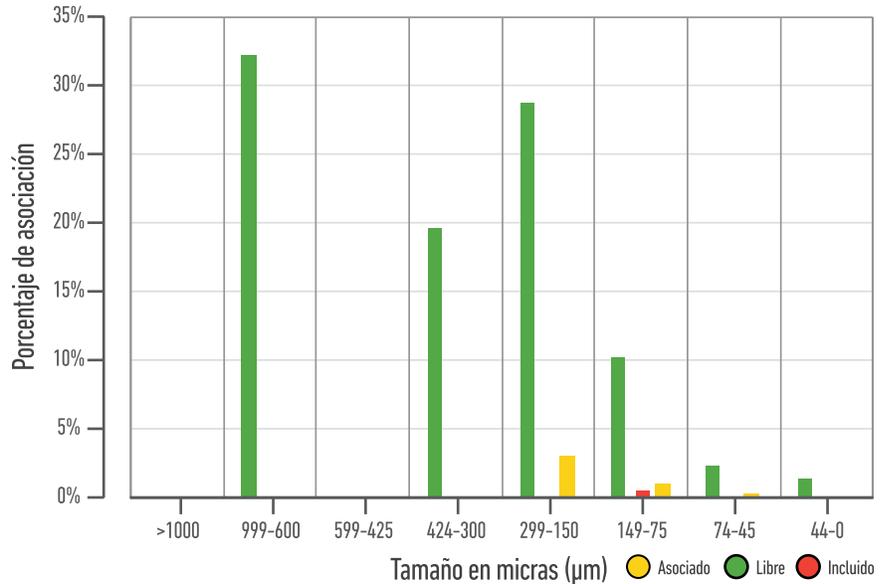


Figura 4.53. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Sector Popales

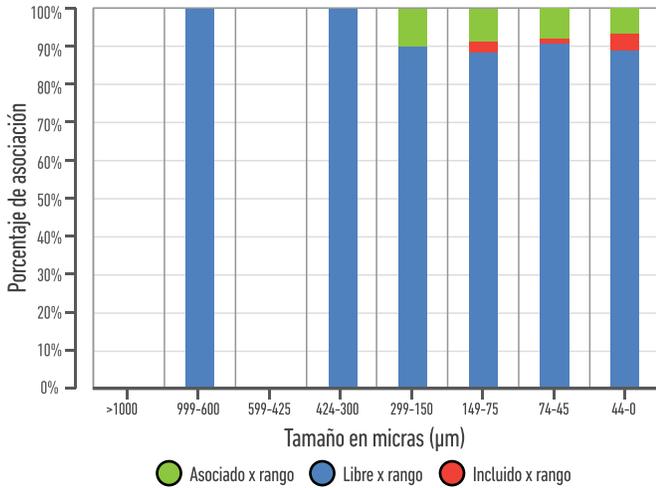
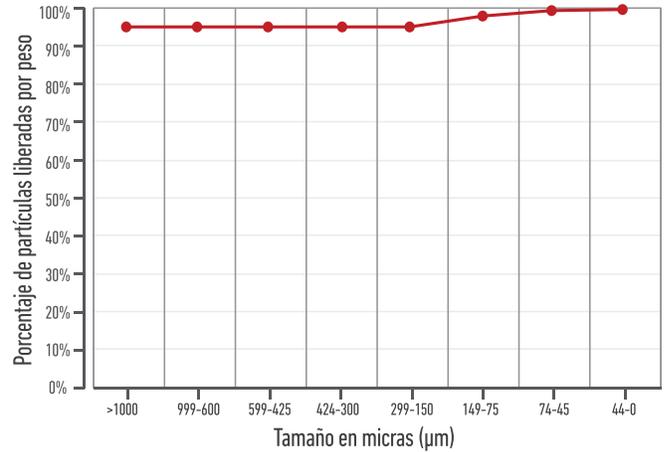


Figura 4.54. Grado de liberación material de cabeza de proceso. Mina Marañoses



4.3.1.4. SECTOR MINA NIGUA

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje en peso de la mena está representada principalmente por minerales de ganga, con silicatos (75,2%) y cuarzo (23,2%), mientras que los minerales metálicos están representados por pirita (1,1%), con pequeñas cantidades de esfalerita, calcopirita y óxidos como hematita e ilmenita en una cantidad menor del 0,5% (figura 4.55).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso muestra que está compuesta en su mayoría por partículas de ganga liberadas. Los minerales metálicos libres se presentan en pocas proporciones y se incrementan desde la fracción de 425-599 μm (menor del 2%) hasta 0-44 μm (65%). La mayor asociación se presenta en el rango de 0,1%-10%, se incrementa desde la fracción 150-299 μm (4%), hasta llegar al 100% en la fracción mayor de 1.000 μm (figura 4.56).

Figura 4.55. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso en la mina Nigua

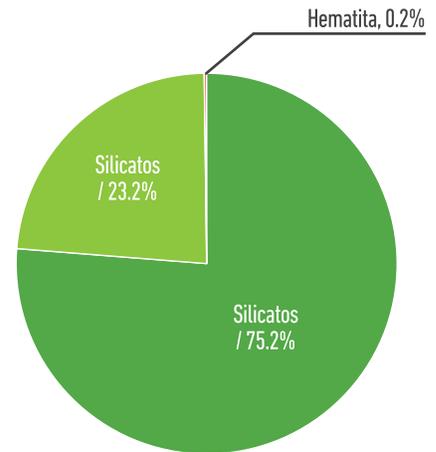
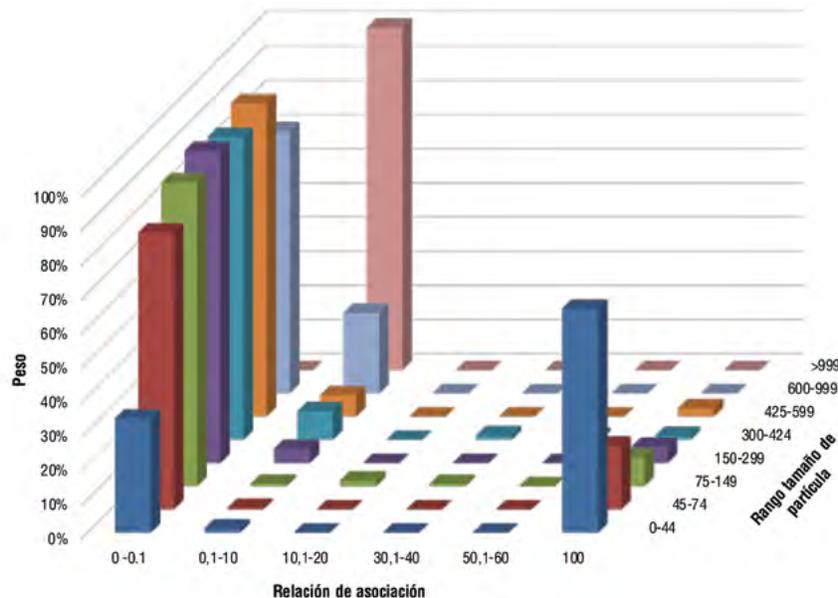


Figura 4.56. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina Nigua



La liberación total de sulfuros muestra que las partículas libres se encuentran en tamaños menores de 600 μm , que constituyen el 79% de la muestra. La fracción comprendida entre 425 y 599 μm representa el 48% del total; el 20% tiene entre 150 y 299 μm ; el 8%, entre 75 y 149 μm ; el 2%, entre 45 y 74 μm , mientras que el 1% es menor de 45 μm . El rango de asociación está presente entre 45 y 299 μm , con el 20% del total de las partículas, que disminuye desde el 16% en la fracción de 150 a 299 μm . Las partículas incluidas constituyen menos del 0,5%, con tamaños menores de 75 μm (figura 4.57).

La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño muestra que las partículas de sulfuros libres son la fracción predominante en cada rango de tamaños, y representa el 100% entre 425 y 599 μm , el 55% entre 150 y 299 μm (45% asociadas), 71% entre 75 y 149 μm (29% asociadas), 64% entre 45 y 74 μm (8% incluidas y 28% asociadas) y 80% en los tamaños menores de 45 μm (18% incluidas y 2% asociadas) (figura 4.58).

La liberación de sulfuros en el material de cabeza de la planta de mina Nigua se inicia en 80% en las partículas mayores de 300 μm , aumenta hasta el 90% en la fracción de 75 a 149 μm , y luego constituye el 96% en el rango de 45 a 74 μm , hasta alcanzar un máximo de 99% en la fracción de tamaños menores de 45 μm , lo que indica un bajo grado de liberación (figura 4.59).

Figura 4.57. Distribución total de minerales metálicos. Mina Nigua.

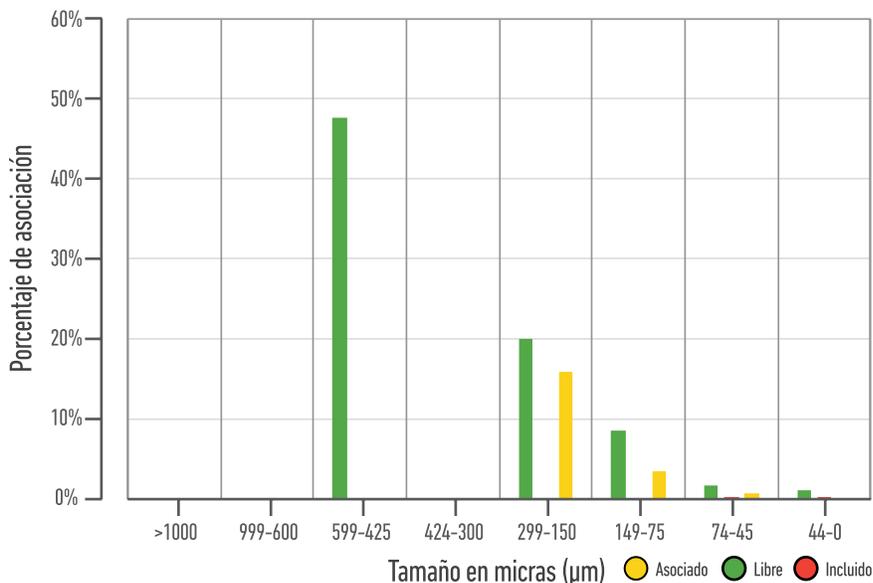


Figura 4.58. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Mina Nigua

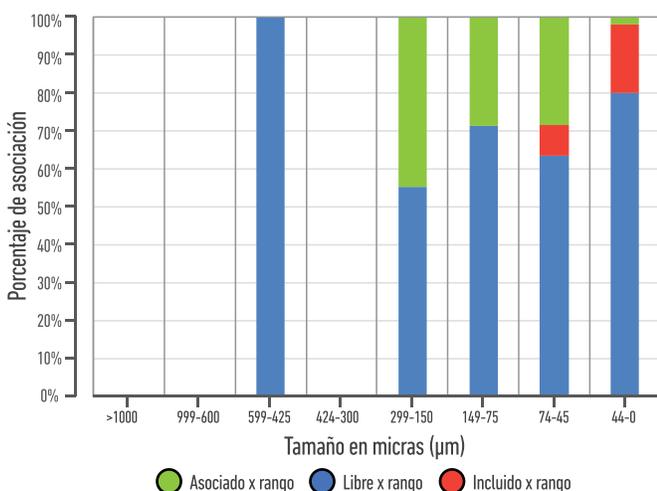
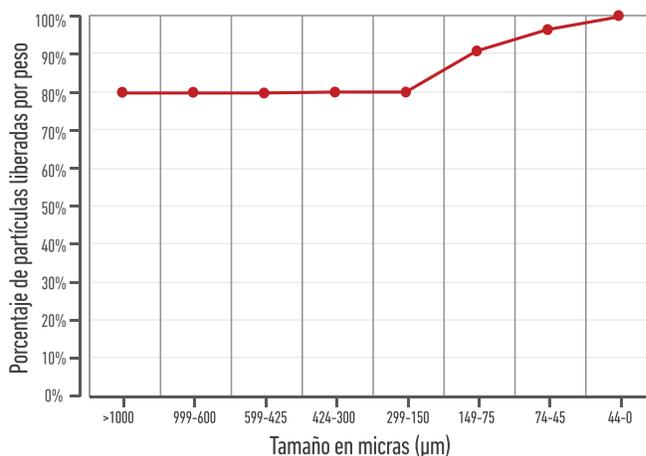


Figura 4.59. Grado de liberación de material de cabeza de proceso en la mina Nigua



4.3.1.5. SECTOR PUEBLITO MEJÍA

En el sector de Pueblito Mejía se analizaron dos plantas de beneficio: la de la mina Fogaje, localizada al oriente del centro poblado, y la de la mina La Fe, localizada al sur, aguas arriba de la quebrada Mejía.

Mina Fogaje

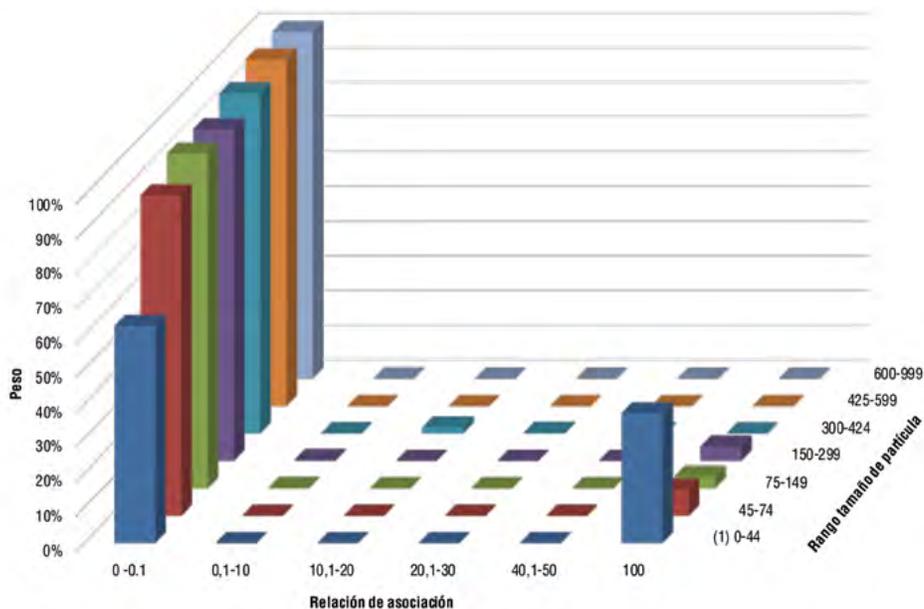
Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje en peso de la mena está representada en su mayoría por ganga con cuarzo (78,4%) y silicatos (19,8%), así como trazas de carbonato, mientras que los minerales metálicos están representados por pirita (0,9%) y trazas de calcopirita, esfalerita, galena, arsenopirita y hematita (<1%) (figura 4.60).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que la gran mayoría de las partículas son ganga y se encuentran libres en el rango de 0%-0,1%. Las partículas de minerales liberados representan una muy pequeña cantidad, y se incrementan desde 4% en la fracción de 150-299 μm , hasta 37% en la fracción menor de 45 μm (figura 4.61).

La distribución de minerales metálicos indica que tienen un tamaño menor de 300 μm , y menos del 10% de las partículas se encuentran asociadas en el rango de tamaños menores de 75 μm ; el 71% de las partículas libres se concentran en el rango de 150 a 299 μm , y el restante 19% se encuentran liberadas en tamaños menores de 75 μm (figura 4.62).

La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño muestra que los sulfuros tienen tamaños menores de 300 μm . Además, las partículas liberadas representan la frac-

Figura 4.61. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina Fogaje.



ción principal en cada rango: el 95% entre 150 y 299 μm (5% asociados), 76% entre 75 y 149 μm (24% asociados), 70% entre 45 y 74 μm (30% asociados) y 88% en las partículas menores de 45 μm (12% asociadas). Además, se observa que no hay fracción de partículas incluidas en ganga (figura 4.63).

La liberación de sulfuros en el material de cabeza de proceso de la planta de la mina Fogaje inicia con valores del 90% para los tamaños mayores de 1.000 μm , se incrementa en 75 μm hasta el 94%, y luego alcanza su máximo de 97% en la fracción de tamaños menores de 45 μm , lo que indica que tiene un grado de liberación alto (figura 4.64).

Figura 4.60. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso en la mina Fogaje

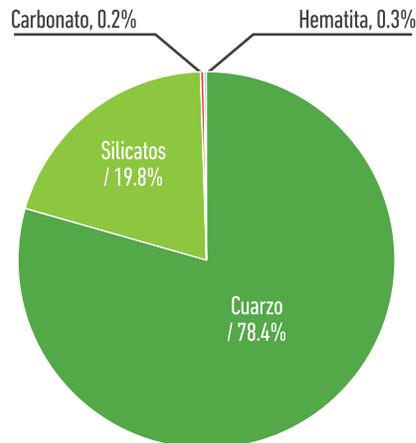


Figura 4.62. Distribución total de minerales metálicos. Mina Fogaje.

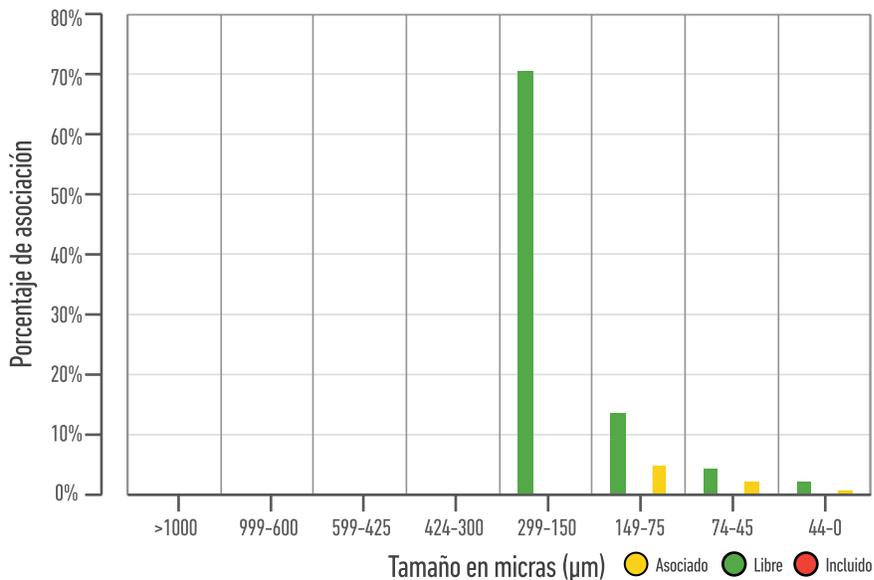


Figura 4.63. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Mina Fogaje

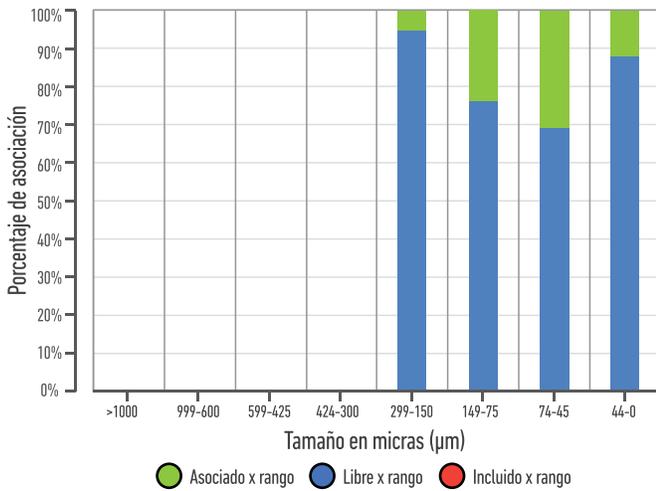
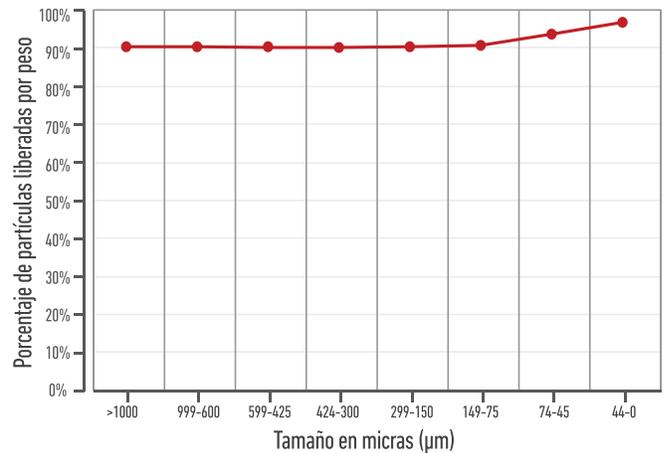


Figura 4.64. Grado de liberación material de cabeza de proceso. Mina Fogaje



Mina La Fe

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje en peso de la mena está representada en su mayoría por ganga con cuarzo (78,4%) y silicatos (19,8%), así como trazas de carbonato, mientras que los minerales metálicos están representados por pirita (0,9%) y trazas de calcopirita, esfalerita, galena, arsenopirita y hematita (<1%) (figura 4.65).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que la gran mayoría de las partículas son ganga y se encuentran liberadas con cantidades mayores del 60% en cada fracción. El mayor rango de asociación se presenta en el rango 0,1%-10% en las fracciones de 150-424 μm y 600-999 μm , y para el rango 90,1%-99% en la fracción 600-999 μm , ambos con menos del 5%. Las partículas de mineral liberadas representan menos del 30% de la fracción en todas las fracciones, con excepción de las partículas con tamaños menores de 45 μm , que representan el 40% (figura 4.66).

Figura 4.65. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso de la mina La Fe

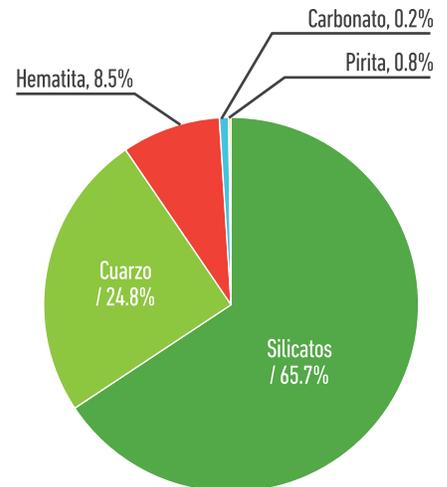
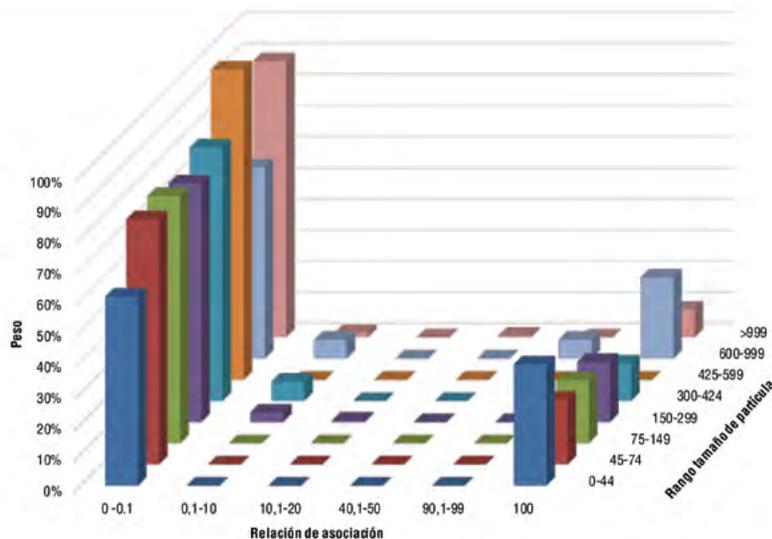


Figura 4.66. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina La Fe.



La distribución de minerales metálicos indica que las partículas se encuentran liberadas o asociadas en tamaños grandes (mayores de 1.000 µm), el 96,6% está libre, mientras que el 3,3% se presenta asociado; un porcentaje muy pequeño (0,01%) está incluido en ganga en tamaños de 150 a 999 µm (figura 4.67).

La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño muestra que los sulfuros liberados constituyen el 96% de los rangos de tamaños mayores de 1.000 µm (4% asociados), el 62% tiene entre 600 y 999 µm (24% están incluidas y 14% asociadas). Dichas partículas están ausentes en la fracción de 425 a 599 µm (62% incluidas y 38% asociadas), 21,5% se halla en el rango de 300 a 424 µm (78,5% incluidas), 85,6% entre 150 y 299 µm (14,4% incluidas), el 89,5% entre 75 y 149 µm (3,5% incluidas y 7,0% asociadas), 56% entre 45 y 74 µm (44% asociadas) y el 53,6% en partículas menores de 45 µm (46,4% asociadas) (figura 4.68).

La liberación de sulfuros en la mina La Fe se inicia en 96% en tamaños mayores de 1.000 µm, se incrementa hasta el 99% en tamaños de 600 a 999 µm, y alcanza su máxima liberación de 100% en tamaños de 300 a 424 µm. Esto nos indica que este material es de muy buena liberación (figura 4.69).

Figura 4.67. Distribución total de minerales metálicos. Mina La Fe

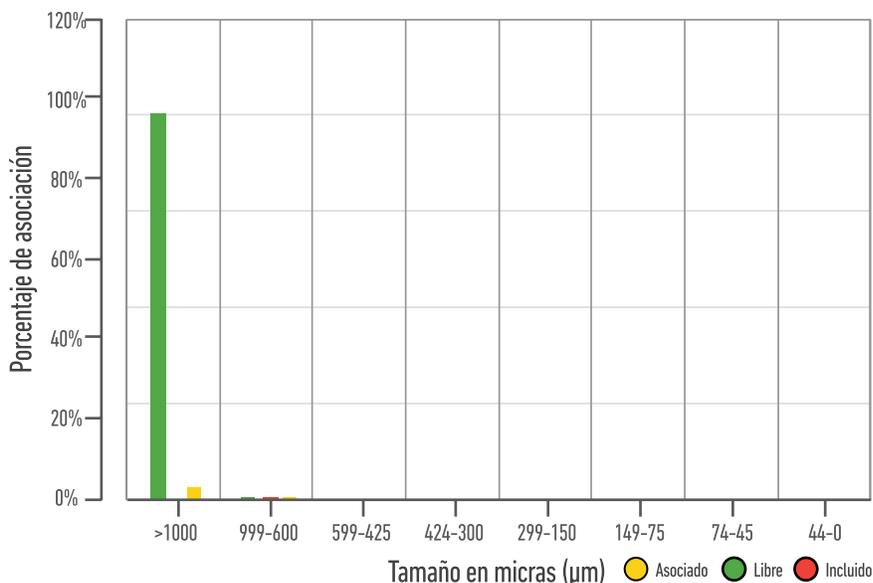


Figura 4.68. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Mina La Fe

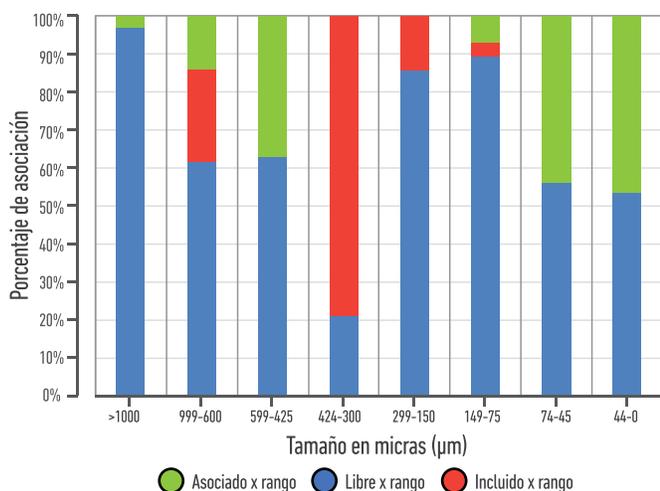
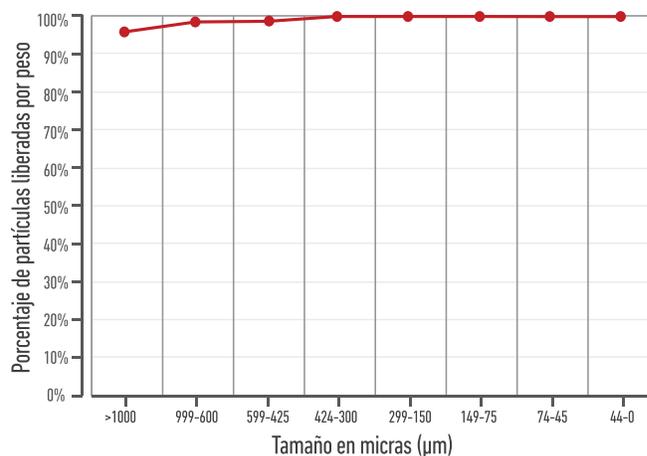


Figura 4.69. Grado de liberación material de cabeza de proceso en la mina La Fe



4.3.1.6. SECTOR MINAS DE SANTA CRUZ

En este sector se seleccionaron dos plantas para analizar el material de proceso: la de Minerales Fuentes y la Pozo Rico.

4.3.1.6.1 Minerales Fuentes

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje en peso de la mena está representada en su mayoría por ganga con silicatos (39,4%) con trazas de cuarzo, mientras que los minerales metálicos están representados por esfalerita (14,22%), pirita (13,04%), marcasita (2,87%) y trazas de galena (figura 4.70).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que los minerales de ganga liberados son la clase predominante en esta sección y representan el 46% del total. Los minerales metálicos libres representan el 28% de la muestra desde la fracción de 425 a 599 μm hasta las fracciones menores de 45 μm ; el rango de asociación 0,1%-10% representa el 22% de la muestra, aumenta desde la fracción de 75-149 μm hasta 599 μm ; los rangos de asociación 10,1%-20%, 70,1%-80% y 20,1%-30% representan el 3% de la muestra en las fracciones de 75 a 424 μm . Cabe destacar que no hay fracciones mayores de 600 μm en esta muestra (figura 4.71).

La distribución de minerales metálicos indica que las partículas de minerales asociados se presentan en tamaños de entre 45 y 424 μm y es menor del 8%. Los minerales metálicos incluidos en ganga son menores del 0,5% y se concentran en el rango de tamaños menores de 75 μm ; el 34% de partículas libres se encuentran en el rango de entre 300 y 599 μm ; el 40% de sulfuros libres se encuentran en el rango de 150 a 299 μm , el 15% en el rango 75 a 149 μm , y el restante 4,8% en tamaños menores de 75 μm (figura 4.72).

Figura 4.71. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina Minerales Fuentes

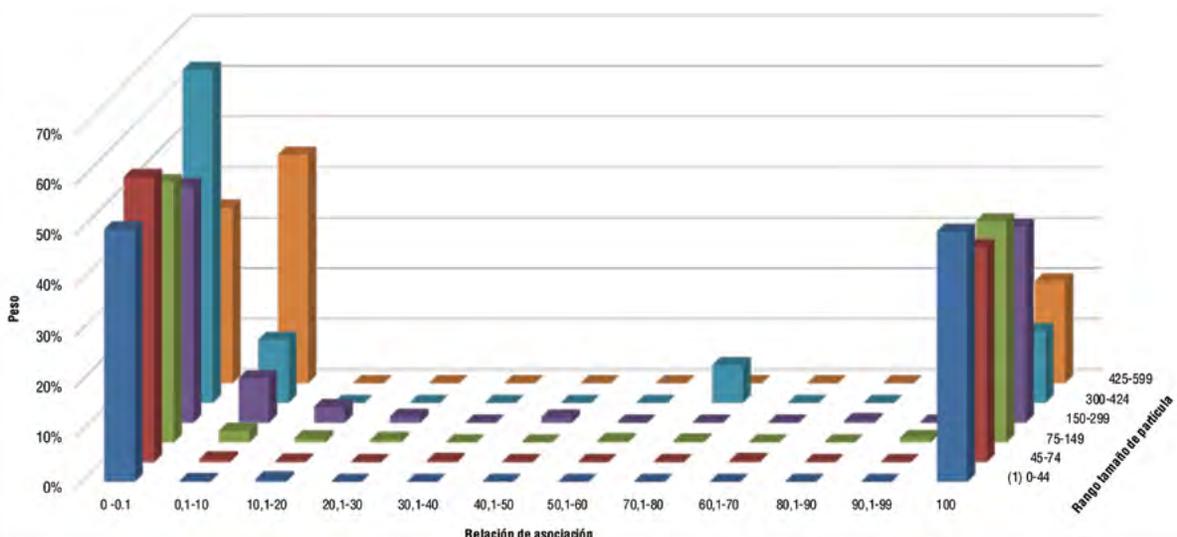


Figura 4.72. Distribución total de minerales metálicos. Mina Minerales Fuentes

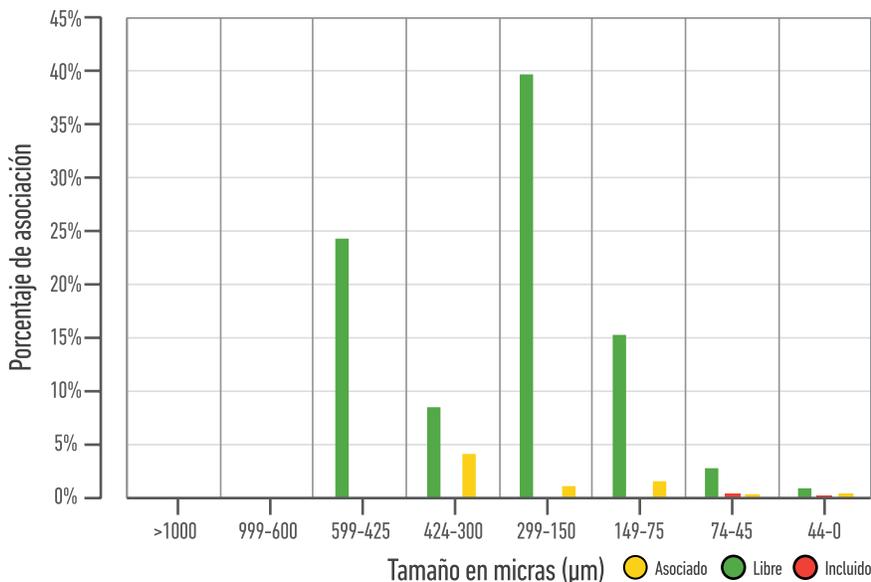
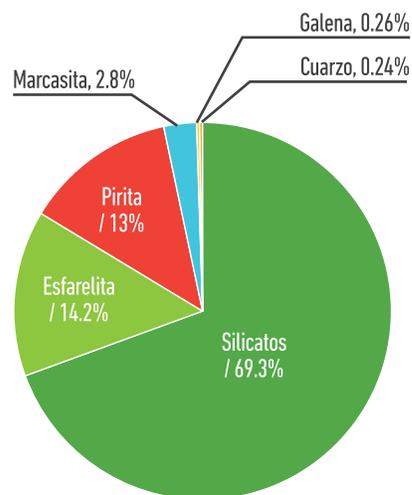


Figura 4.70. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso de la mina Minerales Fuentes



La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño indica que la fracción de sulfuros liberados predomina en cada rango de tamaños, constituyendo el 100% entre 425 y 599 μm , 67% en el rango de 300 a 424 μm (33% asociados), 97% entre 150 y 299 μm (3% asociados), 90% entre 75 y 149 μm (10% asociados), 82% entre 45 y 74 μm (4% incluidos y 14% asociados) y el 77% en tamaños menores de 45 μm (6% incluidos y 17% asociados). Las partículas incluidas solamente están presentes en tamaños menores de 75 μm (figura 4.73).

La liberación de sulfuros en la mina Minerales Fuentes inicia en 92% en los tamaños mayores de 1.000 μm , se incrementa hasta el 96% en tamaños entre 150 y 299 μm , 98% entre 45 y 74 μm , y alcanza su máxima liberación, de 99%, en tamaños menores de 45 μm . Esto nos indica que este material es de muy buena liberación (figura 4.74).

Figura 4.73. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Mina Minerales Fuentes.

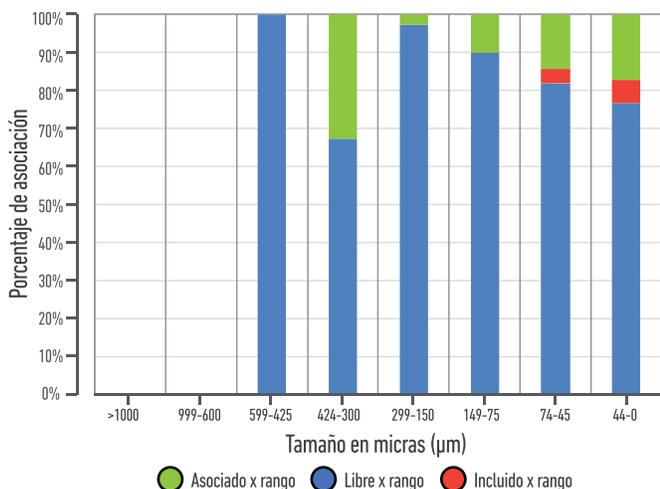


Figura 4.74. GGrado de liberación material de cabeza de proceso en la mina Minerales Fuentes

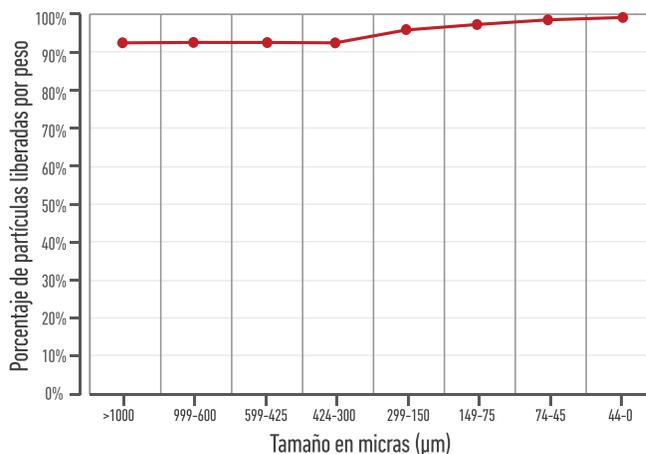
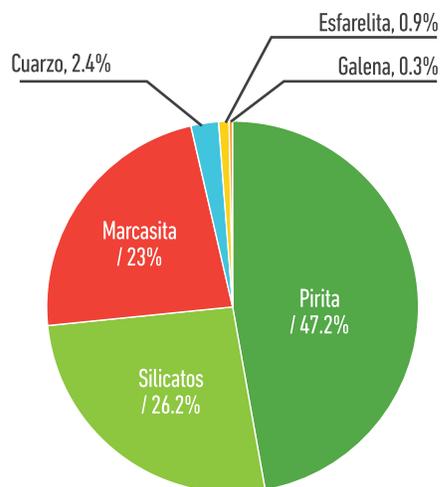


Figura 4.75. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso en la mina Pozo Rico



Mina Pozo Rico

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indica que la distribución mineralógica en porcentaje en peso de la mena está representada en su mayoría por minerales metálicos, pirita (47,2%), marcasita (23%), con trazas de esfarelita y galena; los minerales de ganga son silicatos (26,2%) y cuarzo (2,4%) (figura 4.75).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que los minerales metálicos liberados son la clase predominante, con el 61% del total de la muestra, mientras que los minerales de ganga apenas representan el 13%, y tienen una distribución normal entre las fracciones menores de 45 μm hasta 999 μm , pero desaparecen por completo en la fracción mayor de 999 μm . Existen asociaciones ganga-mineral en los rangos 0,1%-10%, que representa el 14% del total de la muestra en las fracciones mayores de 75 μm , que se incrementa hasta las fracciones mayores de 999 μm . Otra asociación aparece en el rango 80,1%-90%, con el 9% del total de la muestra, y está presente en las fracciones de 300 a 424 μm , y las mayores de 60 μm . Una última asociación se da en el rango 30,1%-40% en la fracción de 600 a 999 μm , y representa el 2% del total de la muestra (figura 4.76).

La distribución de minerales metálicos indica que las partículas de minerales asociados representan el 13,3% del total de la muestra, y se concentran en tamaños menores de 424 μm y es menor del 10% en cada rango. Los minerales metálicos incluidos en ganga son menores del 0,5% y se concentran en el rango de tamaños menores de 300 μm . El 22% de la muestra corresponde a partículas libres que se encuentran en el rango de tamaño mayor de 425 μm , mientras que el 15% tiene tamaños mayores de 1.000 μm ; el 30% está en el rango de 600 a 999 μm , y el restante 18% de sulfuros libres se encuentran en el rango de 425 a 599 μm (figura 4.77).

La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño muestra una distribución normal de los sulfuros liberados del 67% en los rangos mayores de 1.000 μm y menores de 45 μm ; 86% y 88% en los rangos de 45 a 74 μm y 75 a 149 μm ; 91%, 94%, 96% y 94% en los rangos entre 600 y 999 μm , 425 a 599 μm , 300 a 424 μm y 150 a 299 μm . Los sulfuros incluidos se encuentran en tamaños menores de 300 μm (1,6% entre 150 y 299 μm , 2% entre 75 y 149 μm , 5,5% entre 45 y 74 μm y 16% en las partículas menores de 45 μm). La mayor proporción de sulfuros asociados se encuentra en tamaños mayores de 1.000 μm (35%), disminuye hasta el 3% en los tamaños entre 150 y 424 μm , y aumenta hasta el 16% en el rango de tamaños menores de 45 μm (figura 4.78).

Figura 4.76. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina Pozo Rico

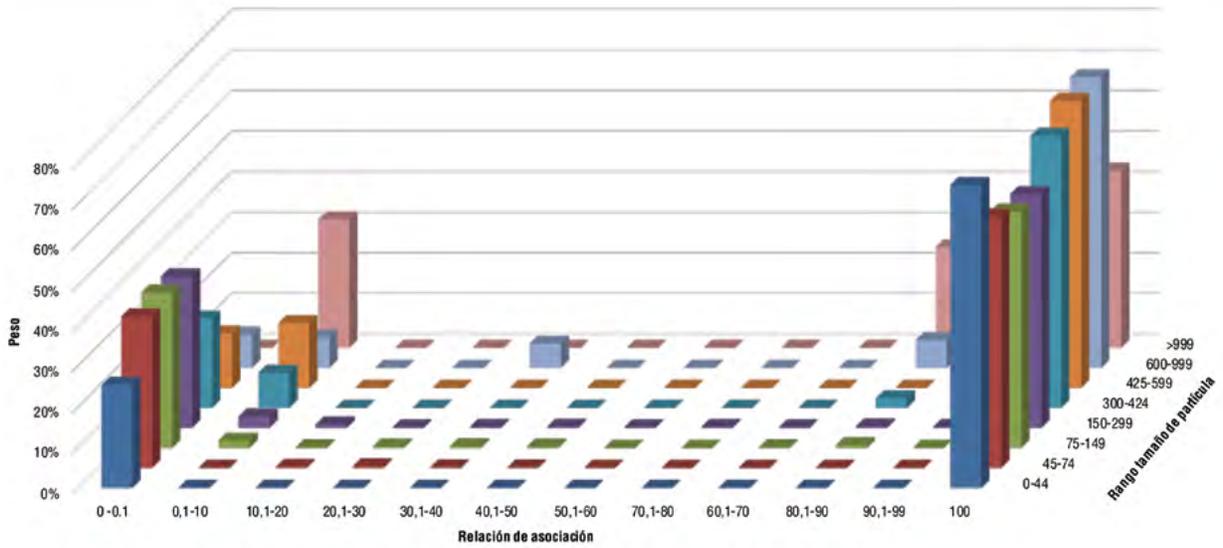


Figura 4.77. Distribución total de minerales metálicos. Mina Pozo Rico

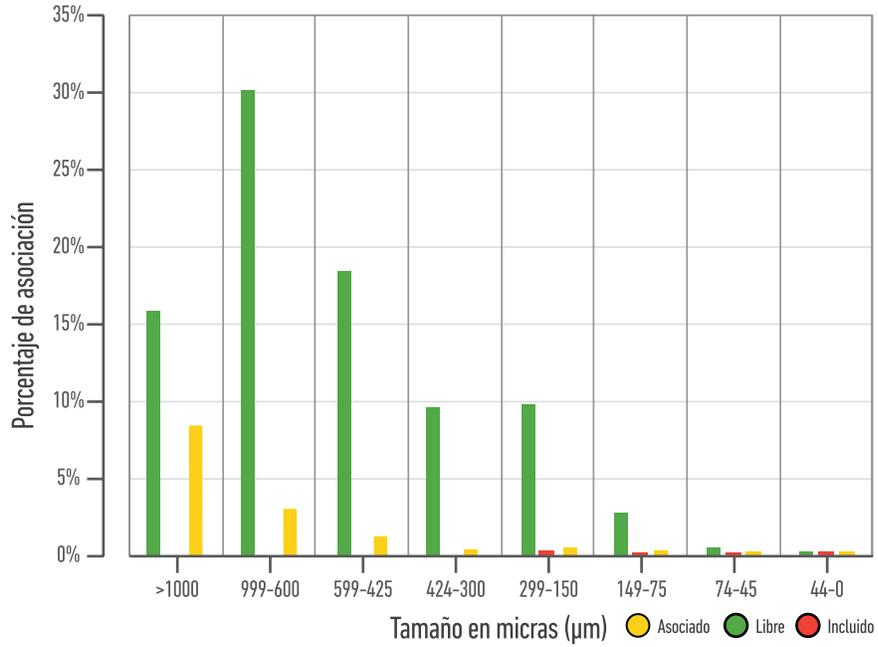
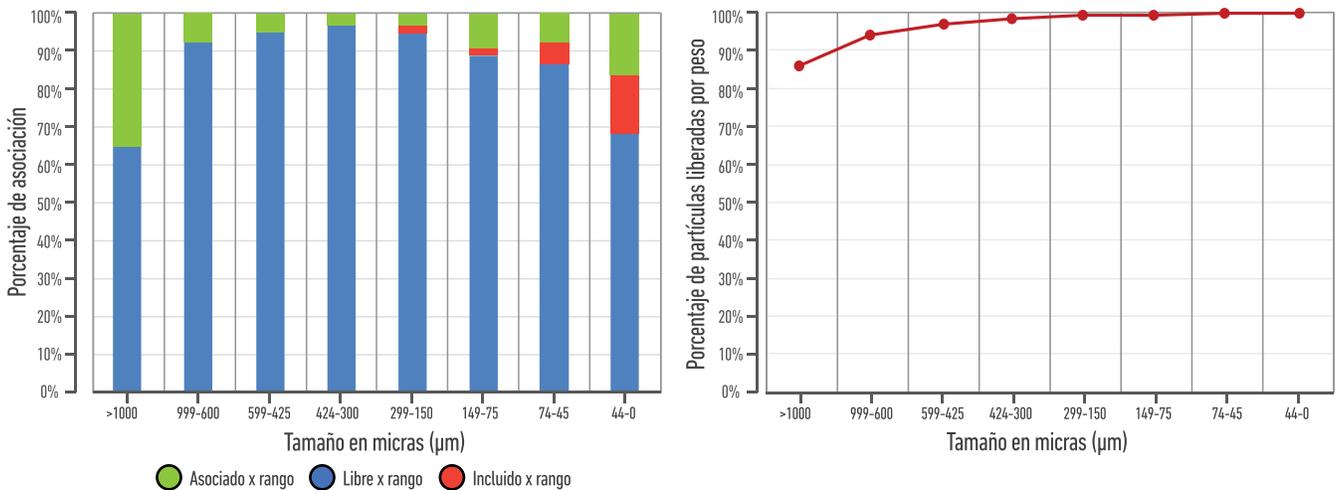


Figura 4.78. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Mina Pozo Rico

Figura 4.79. Grado de liberación material de cabeza de proceso de la mina Pozo Rico



La liberación de sulfuros en la mina Pozo Rico inicia en 86% con tamaños mayores de 1.000 μm , se incrementa hasta el 94% en tamaños entre 600 y 999 μm , y luego a 97% en 425 a 599 μm , y alcanza su máxima liberación, de 99%, en tamaños de 75 a 149 μm . Esto indica que este material es de muy buena liberación (figura 4.79).

4.3.1.7. SECTOR MINA SECA

Mina Rancho Quemado

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje en peso de la mena está representada en su mayoría por pirita (56%) y silicatos (43,7%), con pequeñas cantidades de hematita, esfalerita y calcopirita (0,3%) (figura 4.80).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que las partículas de mineral metálicos son la clase predominante de la muestra, con el 53% del total, seguidas de la clase de mineral de ganga, con el 24%. El porcentaje de asociación solamente está presente en el rango 0,1%-10%, que representa el 22%, se incrementa desde la fracción de 150 a 299 μm hacia las fracciones mayores de 1.000 μm (figura 4.81).

Figura 4.80. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso de la mina Rancho Quemado

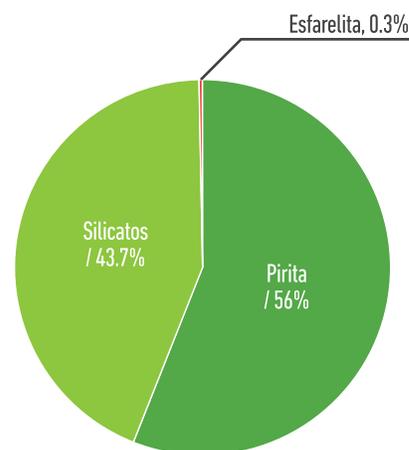
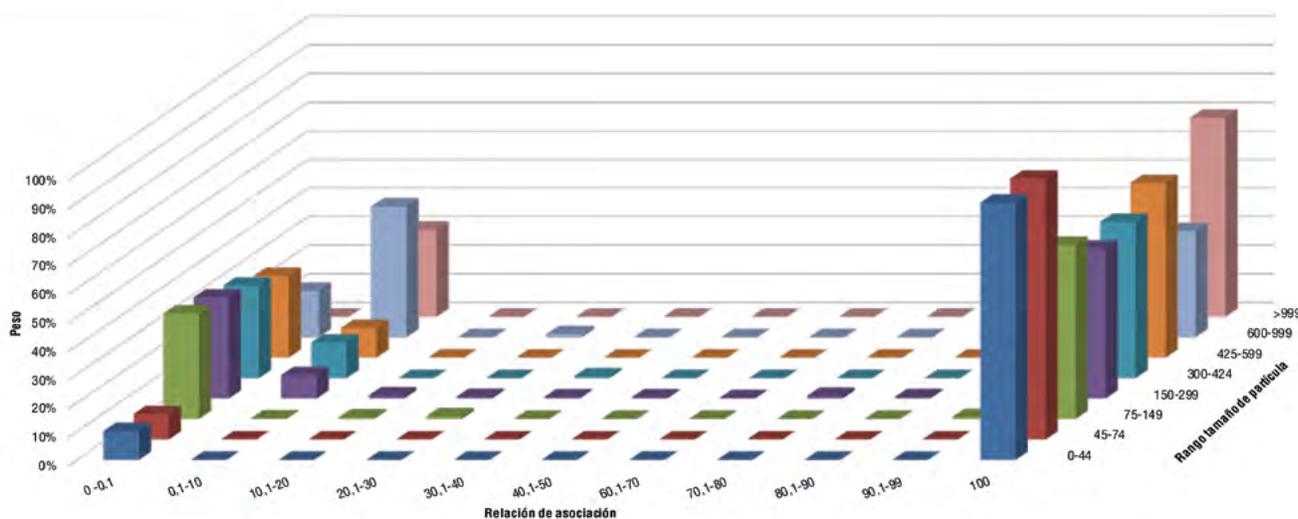


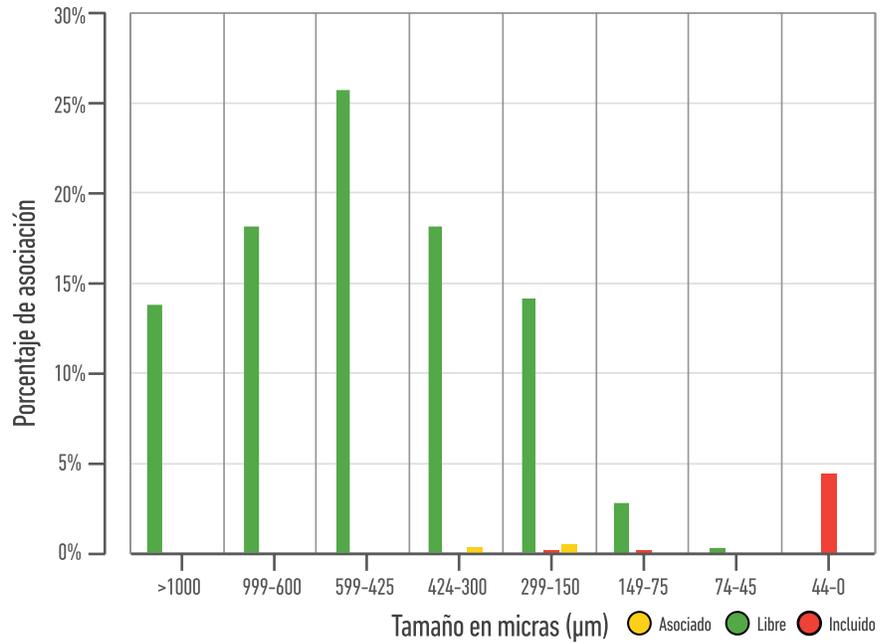
Figura 4.81. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina Rancho Quemado



La distribución de minerales metálicos indica que el 5% de las partículas de minerales se encuentran incluidas en ganga y están en el rango de tamaños menores de 300 μm , con una mayor proporción en los tamaños menores de 45 μm (4,6%). Los minerales asociados representan menos del 1,4% de las partículas y se encuentran en tamaños entre 75 y 300 μm . El 93,6% de las partículas se encuentran libres en el rango de tamaños mayores de 75 μm , en una distribución normal, con una mayor proporción en el rango de 425 a 599 μm (26%). Las partículas libres de tamaños mayores de 600 μm representan el 32% de la muestra, lo mismo que las partículas con tamaños entre 150 y 424 μm . El 3% restante se encuentran en el rango de tamaños menores de 150 μm (figura 4.82).

La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño indica que los sulfuros libres predominan en cada fracción, con excepción de la fracción menor de 45 μm (0,25% liberadas, 99,6% incluidas, 0,11% asociadas). El 100% de la fracción se encuentra en los rangos de 425 a 599 μm , 600 a 999 μm y mayores de 1.000 μm , y disminuye progresivamente hasta 70% en la fracción de 45 a 74 μm (22% incluidas y 8% asociadas), mientras hay 88% de liberadas en la fracción de 75 a 149 μm (5% incluidas y 7% asociadas) (figura 4.83)

Figura 4.82. Distribución total de minerales metálicos. Mina Pozo Rico



La liberación de sulfuros en la mina Rancho Quemado comienza en 94% en los tamaños mayores de 1.000 µm, y se incrementa hasta el 95% en tamaños de 45 a 74 µm. Esto nos indica que este material es de muy buena liberación (figura 4.84).

Figura 4.83. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Mina Rancho Quemado

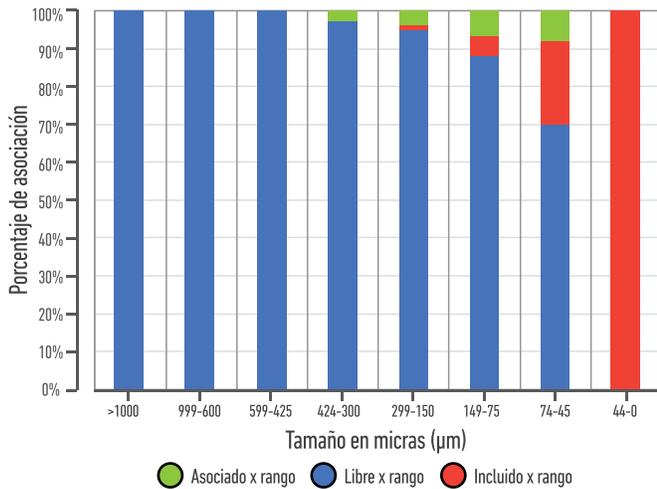


Figura 4.84. Grado de liberación material de cabeza de proceso, mina Rancho Quemado

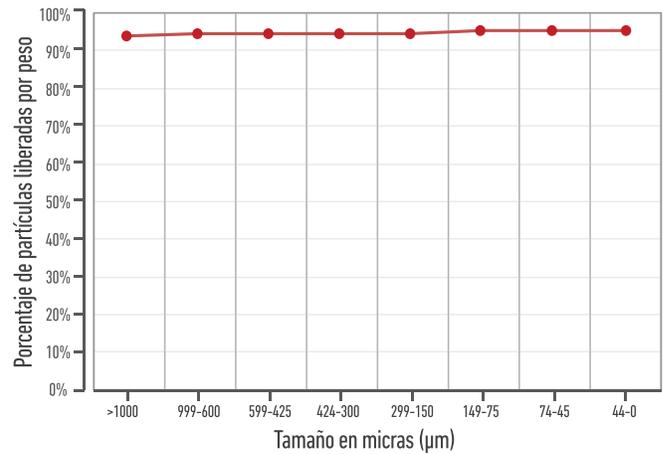
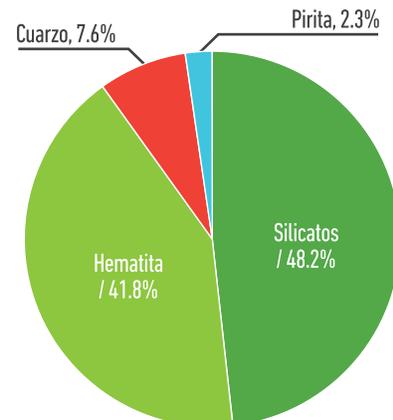


Figura 4.85. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso de la planta Casa de Barro



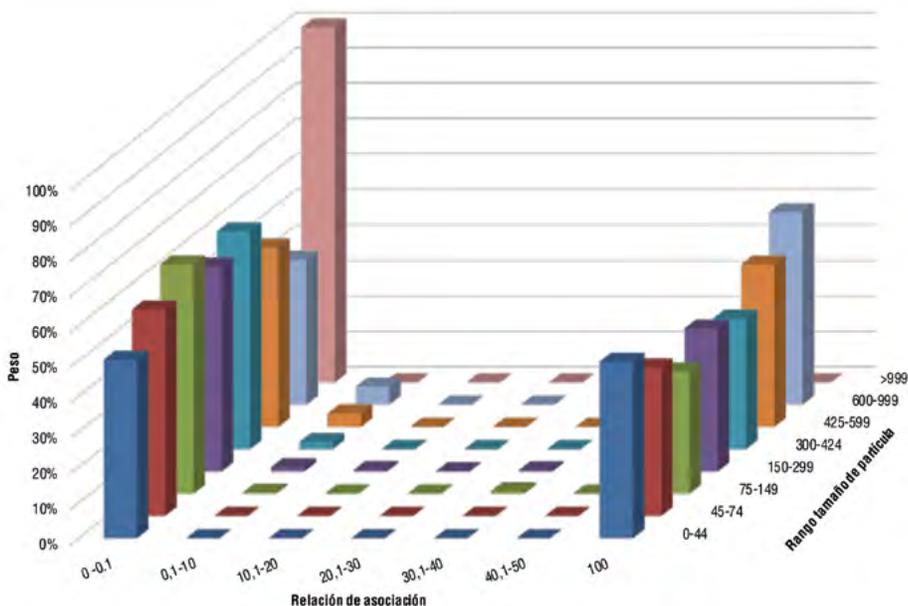
4.3.1.8. SECTOR CASA DE BARRO

Planta Casa de Barro

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje en peso de la mena está representada en su mayoría por minerales de ganga, principalmente silicatos (48,2%) y cuarzo (7,6%), con una gran proporción de óxidos (hematita, 41,8%) y una pequeña cantidad de pirita (2,3%) (figura 4.85).

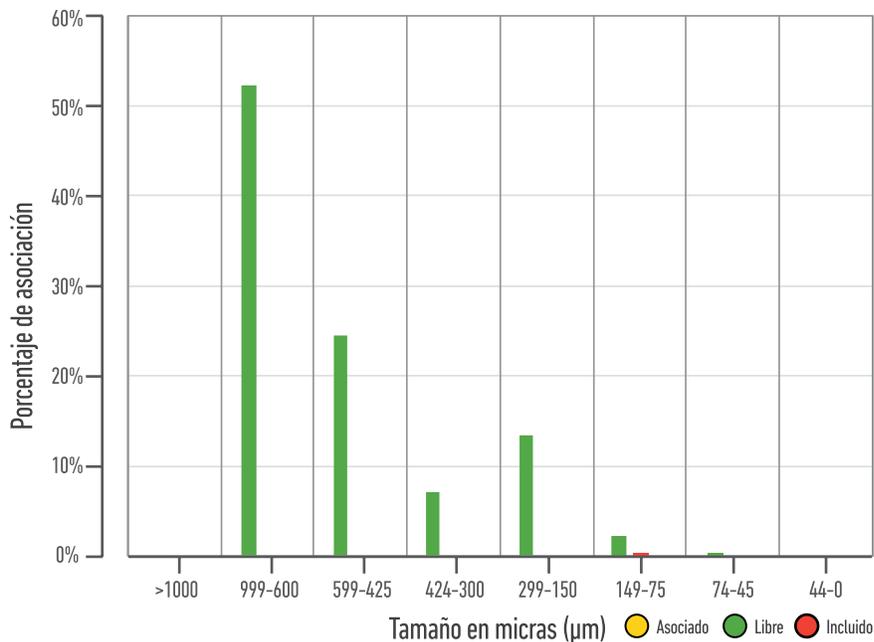
La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que no hay relación de asociaciones ganga-mineral presentes en la muestra analizada, salvo en el rango 0,1%-10%, en las fracciones mayores de 150 μm , y son menores de 5%. La clase predominante es ganga liberada en todas las fracciones, excepto en la comprendida entre 600 y 999 μm , que solamente es del 40%. Los minerales metálicos libres se presentan en proporciones de entre 35% y 54% en cada fracción (figura 4.86).

Figura 4.86. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Planta Casa de Barro



La distribución de minerales metálicos indica que el 99,6% de las partículas de minerales se encuentran liberadas en tamaños situados entre 75 y 999 μm ; el 52% en el rango 600 a 999 μm , el 25% entre 425 y 599 μm , el 7% entre 300 y 424 μm , 14% en tamaños de entre 150 y 299 μm y el 2,5% en tamaños de entre 75 y 149 μm . Las partículas incluidas en ganga representan el 0,3% de la muestra y están en rangos de 75 a 299 μm , mientras que las partículas asociadas son menos del 0,5% y se encuentran en tamaños menores de 150 μm (figura 4.87).

Figura 4.87. Distribución total de minerales metálicos. Planta Casa de Barro.



La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño indica que los sulfuros libres predominan en cada fracción, con excepción del rango de tamaños menores de 45 μm (34% liberadas, 49% incluidas en ganga, 17%). El 100% se encuentra en tamaños de 300 a 424 μm , 425 a 599 μm y 600 a 999 μm ; 99% en la fracción de 150 a 299 μm , 91% en la de 75 a 149 μm (7,7% incluidas y 1,5% asociadas), 84% en el rango de 45 a 74 μm (9% incluidas y 7% asociadas) (figura 4.88).

En la mina Casa de Barro se registra una excelente liberación de sulfuros, que se inicia en 99% desde las primeras etapas del proceso (figura 4.89).

Figura 4.88. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Planta Casa de Barro

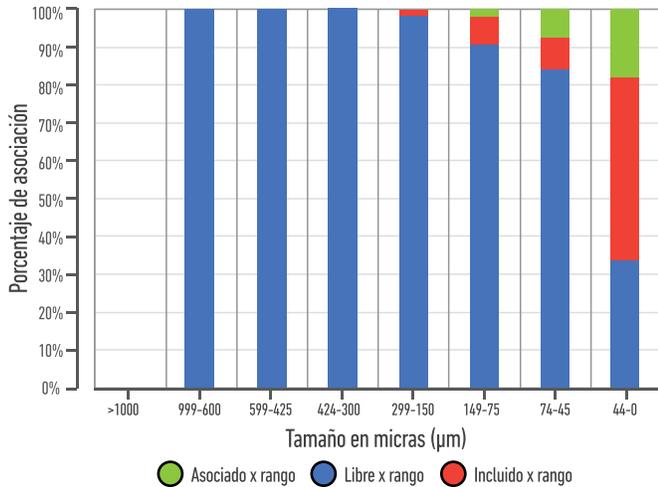
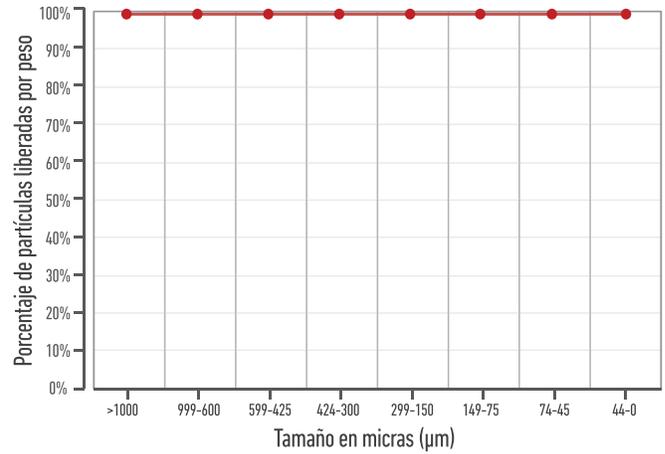


Figura 4.89. Grado de liberación material de cabeza de proceso mina. Casa de Barro



4.3.1.9. SECTOR BUENA SEÑA

Mina La Esperanza

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje en peso de la mena está representada en su mayoría por minerales de ganga como silicatos (53,3%) y cuarzo (9,5%), con trazas de carbonato y una alta proporción de óxidos (hematita, 24,6%) y pirita (12,5%) (figura 4.90).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que no hay asociaciones de ganga-mineral. Los minerales de ganga son la clase dominante en las fracciones menores de 425 μm , mientras que los sulfuros libres predominan en las fracciones mayores de 600 μm (figura 4.91)

Figura 4.90. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso de la mina La Esperanza

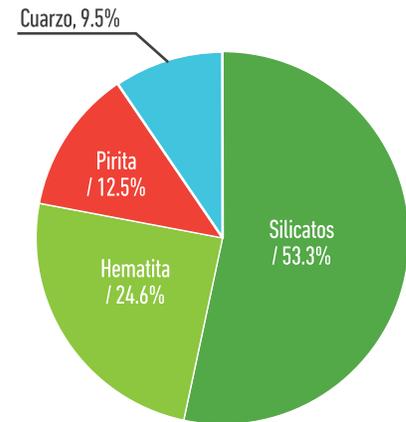
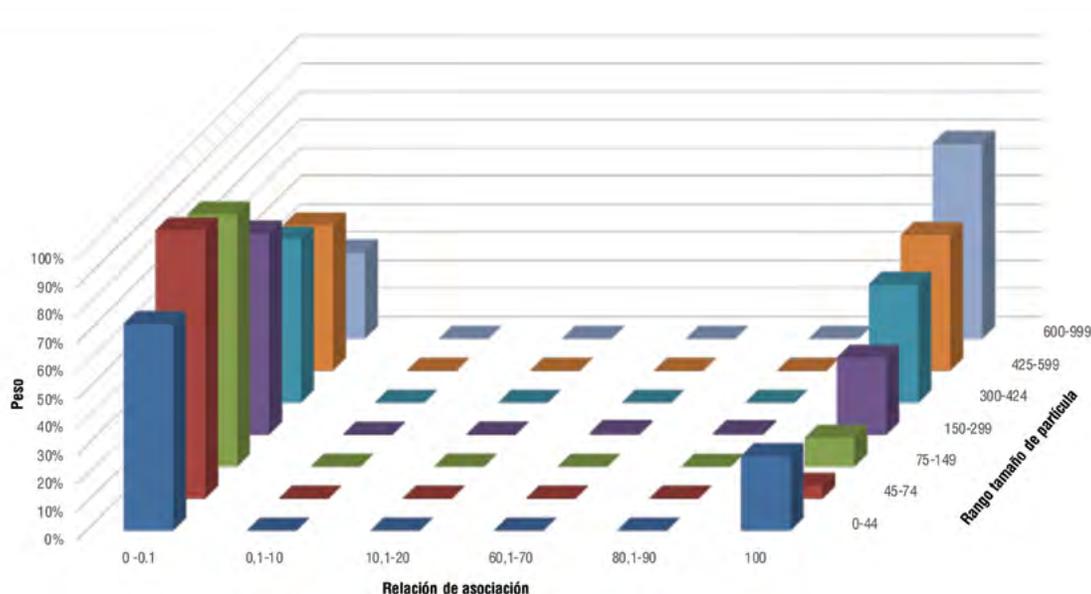


Figura 4.91. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina La Esperanza



La distribución de minerales metálicos indica que el 0,1% de las partículas de minerales se encuentran incluídas en ganga y están en el rango de tamaños comprendido entre 75 y 149 μm . Los minerales asociados representan menos del 1,5% de las partículas y se encuentran en tamaños mayores de 300 μm ; su mayor proporción está en el rango de 150 a 299 μm ; el 98% de las partículas se encuentran libres en el rango de tamaño mayores de 75 μm , distribuidas de la siguiente manera: el 17% de sulfuros libres se encuentran en el rango de 600 a 999 μm , el 23% entre 425 y 599 μm , el 24% entre 300 y 424 μm , el 31% entre 150 y 299 μm , y el 2% entre 75 y 149 μm (figura 4.92).

La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño indica que los sulfuros libres predominan en cada fracción, y son mayores del 95%, con excepción del rango comprendido entre 45 y 74 μm (78% liberados y 12% asociados). Los sulfuros asociados e incluidos representan menos del 3% en las fracciones menores de 44 μm , entre 75 y 149 μm y de 150 a 299 μm ; las fracciones entre 300 y 999 μm están compuestas por sulfuros liberados (figura 4.93).

La mina La Esperanza tiene una excelente liberación de sulfuros, que se inicia en 98% en los tamaños mayores de 1.000 μm , se incrementa a 99% entre 75 y 149 μm , y luego al 100% de 45 a 74 μm (figura 4.94).

Figura 4.92. Distribución total de minerales metálicos. Mina La Esperanza

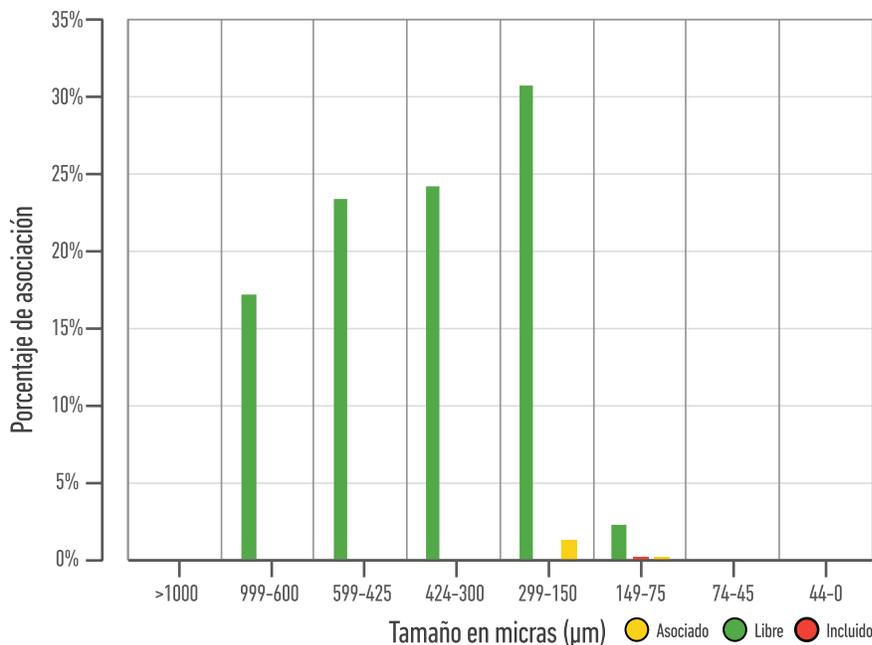


Figura 4.93. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Mina La Esperanza

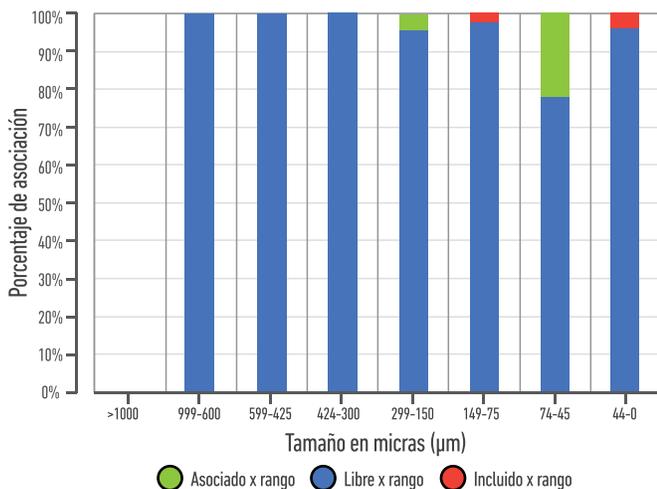
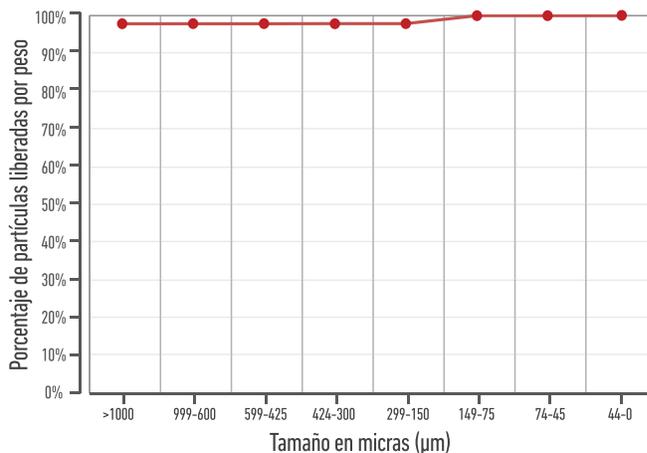


Figura 4.94. Grado de liberación en material de cabeza de proceso, mina La Esperanza

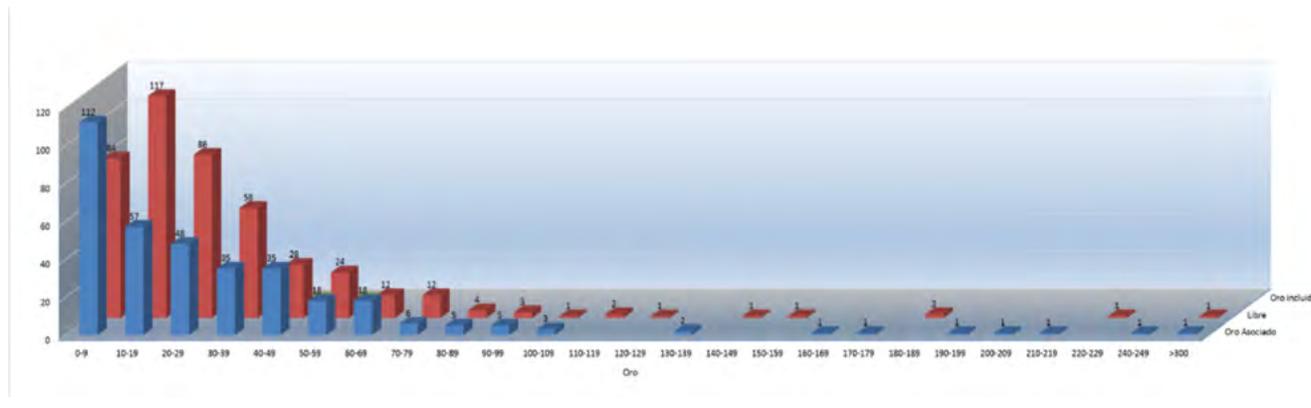


4.3.2. LIBERACIÓN DE ORO

Se toman como base las partículas de oro halladas en los concentrados de batea de cada una de las cabezas de proceso de las once plantas de beneficio seleccionadas. Las dimensiones del tamaño del grano se establecen con base en el diámetro equivalente de un círculo (D2eq), y su peso se calcula mediante el producto del volumen de una esfera por su densidad.

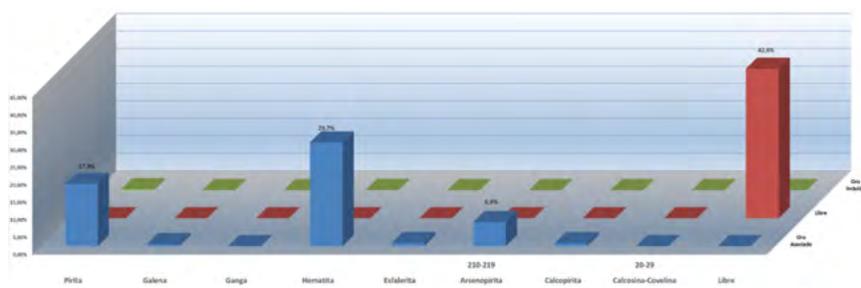
En todo el distrito minero, y teniendo en cuenta el oro hallado en los concentrados de las plantas analizadas, se encontraron 835 partículas de oro, de las cuales 778 tienen un tamaño menor de 70 micrómetros, y equivalen al 93%. El 7% restante corresponde a 55 partículas de diversos tamaños, hasta los 300 micrómetros; sin embargo, se presentaron dos partículas extraordinariamente grandes, de 431 y 1.047 micrómetros, totalmente liberadas, que se excluyeron del análisis, pues generan el efecto nugget y sesgan las distribuciones (figura 4.95).

Figura 4.95. Distribución de partículas por rango de tamaño y su asociación. Distrito minero de Sur de Bolívar



La distribución en peso de partículas liberadas indica que cerca del 43% se encuentran totalmente libres, cerca del 18% están asociadas con pirita en sus bordes, lo mismo que con arsenopirita (7%), mientras que cerca del 30% tienen bordes o anillos de óxidos de hierro (hematita-goethita), especialmente relacionados con la explotación de menas oxidadas de mina Pichi, en el sector de Casa de Barro. El 2% restante se encuentra asociado con fragmentos de galena, calcopirita, esfalerita, calcosina-covelina o ganga (figura 4.96).

Figura 4.96. Distribución de partículas en peso, por asociación. Distrito minero de Sur de Bolívar



La distribución de tamaño de grano por asociación mineralógica muestra que el oro libre y el oro con fragmentos de hematita tienen tendencia a presentarse de mayor tamaño, mientras que el oro con fragmentos de pirita tiende a ser de menor tamaño (figura 4.97).

tamaño mayor de 110 micrómetros, que puede ser característica de los depósitos del distrito.

Las partículas menores de 70 micrómetros representan cerca del 20% de la distribución. Esta población de oro de tamaño pequeño ofrece dificultades para su recuperación por métodos gravimétricos convencionales (figura 4.98 y fotografía 4.30).

La distribución en peso de todas las partículas de oro tiene una tendencia bimodal. Hay una tendencia lineal creciente a partir del rango de

Figura 4.97. Distribución de partículas en peso, por rango de tamaño y asociación. Distrito minero de Sur de Bolívar

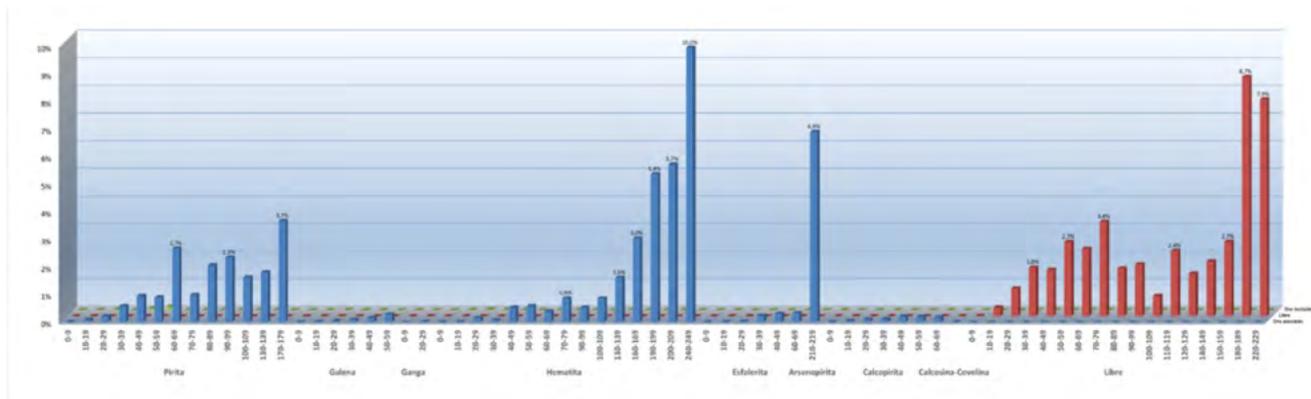
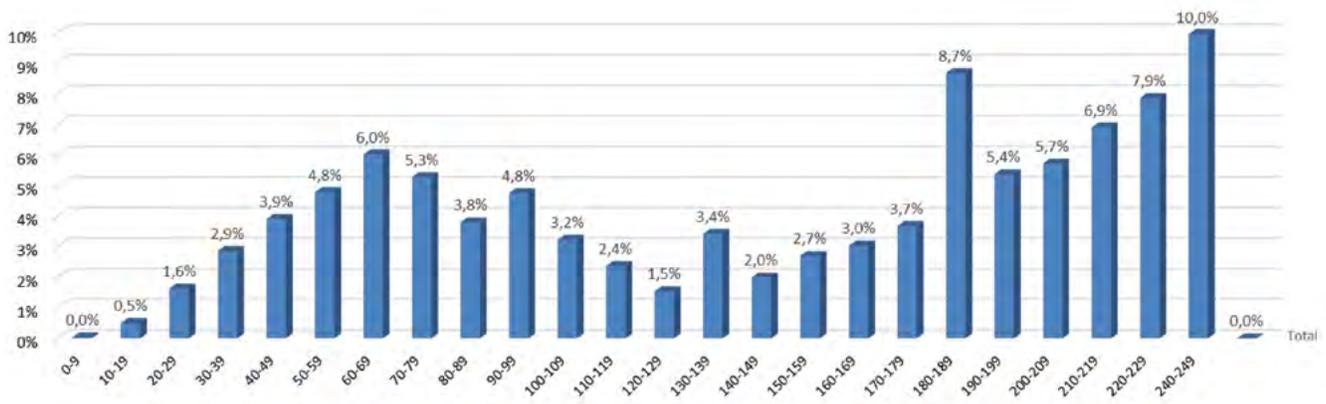
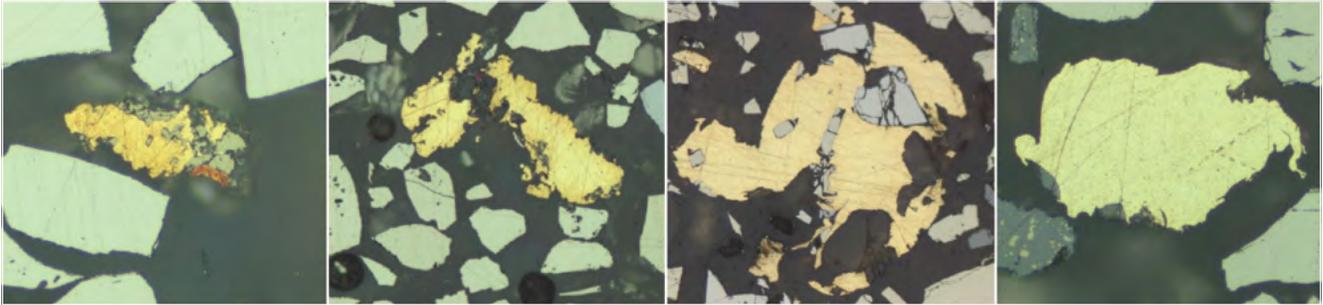


Figura 4.98. Distribución de partículas en peso, por rango de tamaño y asociación. Distrito minero de Sur de Bolívar



Fotografía 4.30. Liberación de partículas de oro. Distrito minero de Sur de Bolívar

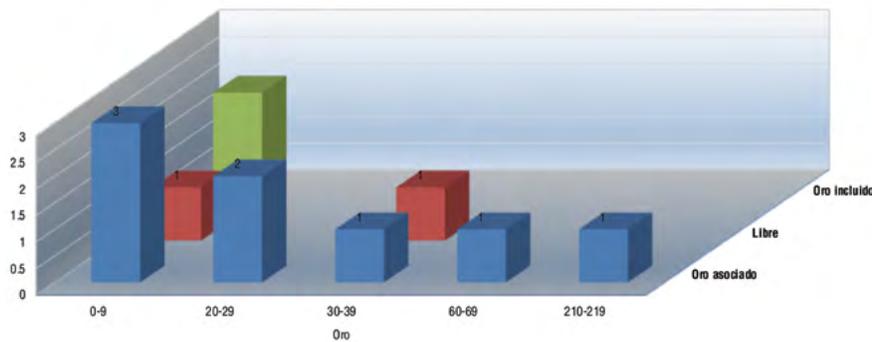


Para establecer las características de liberación de oro se presentan los resultados de análisis mineralógicos aplicados en el sector minero:

4.3.2.1. SECTOR EL CAÑO

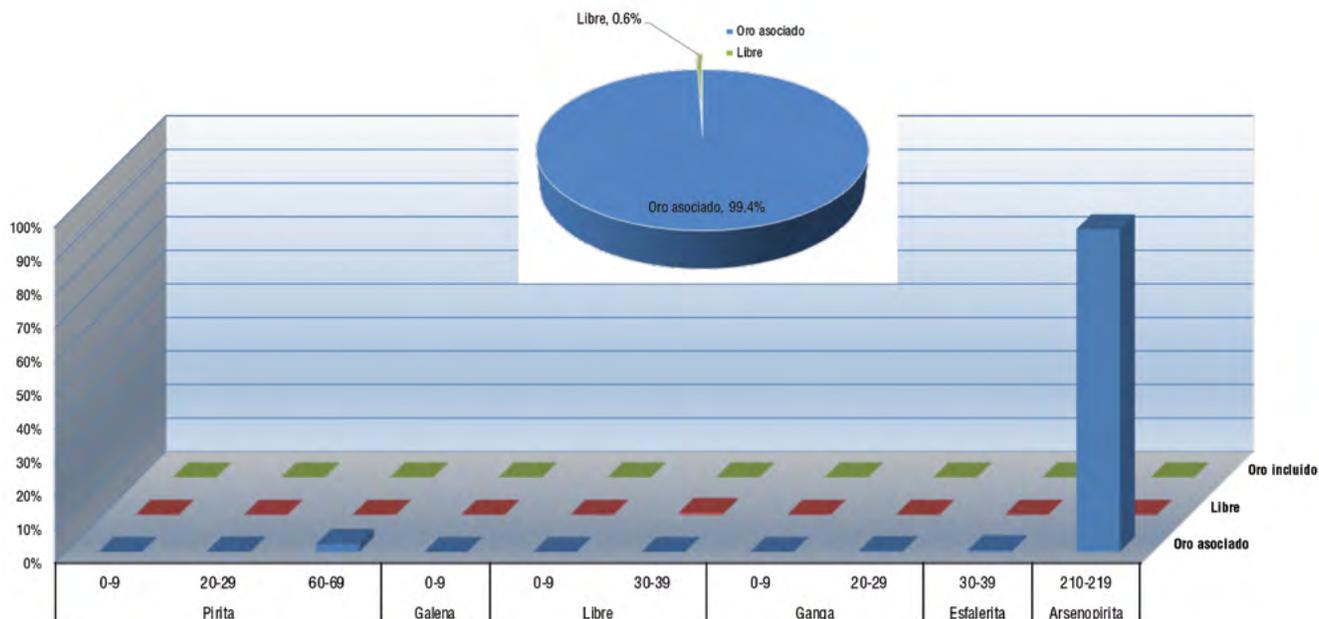
Se encontró un total de doce granos de oro en el material analizado, de los cuales dos se encuentran libres, ocho asociados y dos incluidos, con predominio en las fracciones más pequeñas, menores de 70 µm, y un grano asociado con tamaño entre 200 y 219 µm (figura 4.99).

Figura 4.99. Distribución de partículas por rango de tamaño y su asociación en sector El Caño



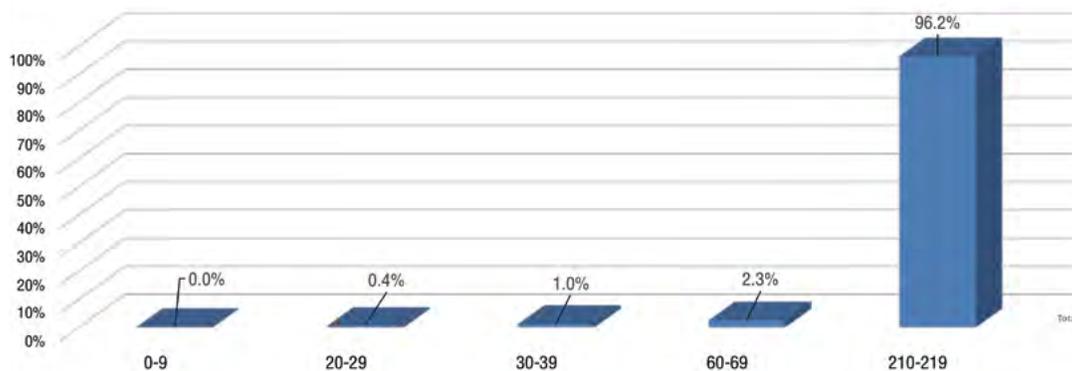
La distribución en peso de las partículas de oro, considerando el diámetro equivalente de un círculo (d2Eq), muestra que el 99,45% se encuentran asociadas, de las cuales el 96% están asociadas a arsenopirita en tamaños que fluctúan entre 200 y 219 µm, el 2,48% con pirita en tamaños de 20 a 69 µm, 0,5% con galena y 0,24% con ganga; el 0,55% está libre, en tamaños de 30 a 39 µm. Existen pequeñas asociaciones con pirita en tamaños menores de 10 µm (figura 4.100).

Figura 4.100. Distribución de partículas en peso, por rango de tamaño y asociación, en el sector El Caño

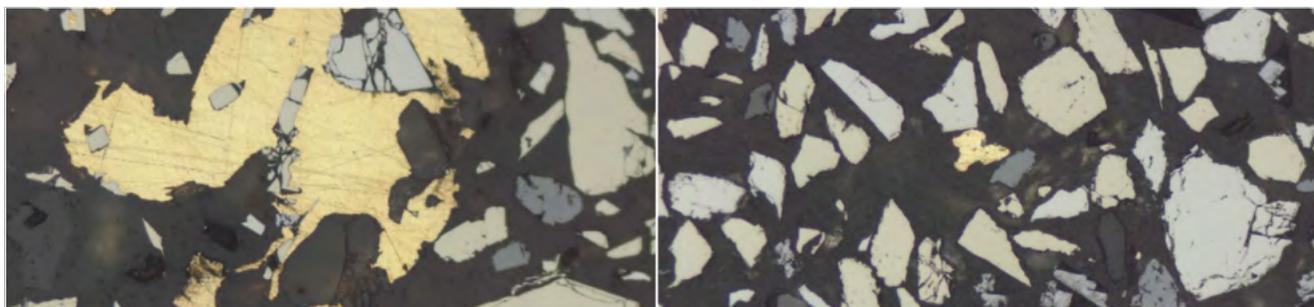


La distribución general del oro indica que el 96% de las partículas tienen tamaños entre 200 y 209 µm; el restante 4% se presenta en tamaños menores de 70 µm (figura 4.101 y fotografía 4.31).

Figura 4.101. Distribución de oro en peso total en el sector de El Caño



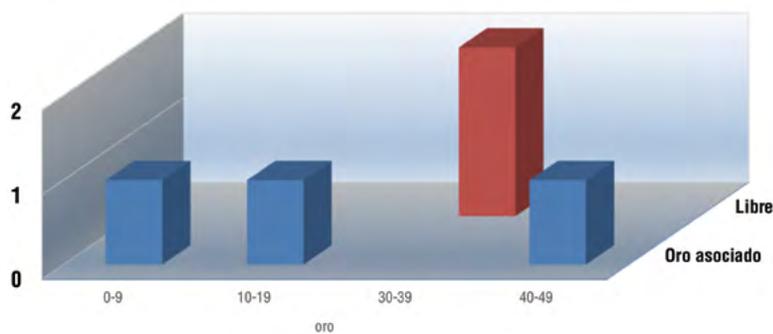
Fotografía 4.31. Asociación de oro en cabeza de proceso. Sector El Caño



4.3.2.2. SECTOR EL PRODIGIO

Se encontraron en total cinco granos de oro en el material analizado, de los cuales dos están libres, con tamaños entre 30 y 39 µm, y tres asociados, con tamaños menores de 50 µm (figura 4.102).

Figura 4.102. Distribución de partículas por rango de tamaño y su asociación. Planta La Chiva



El 54,4% de las partículas de oro se encuentran libres en tamaños que oscilan entre 30 y 39 µm, mientras que el 45,6% se encuentran asociadas con pirita, en tamaños menores de 20 µm (figura 4.103).

La distribución general de oro muestra que este mineral se presenta en tamaños menores de 50 µm, el 41% en el rango de entre 40 y 49 µm, el 54% entre 30 y 39 µm, el 4% entre 10 y 19 µm y el 0,3% en tamaños menores de 10 µm (figura 4.104 y fotografía 4.32).

Figura 4.103. Distribución de partículas en peso, por rango de tamaño y asociación en la planta La Chiva

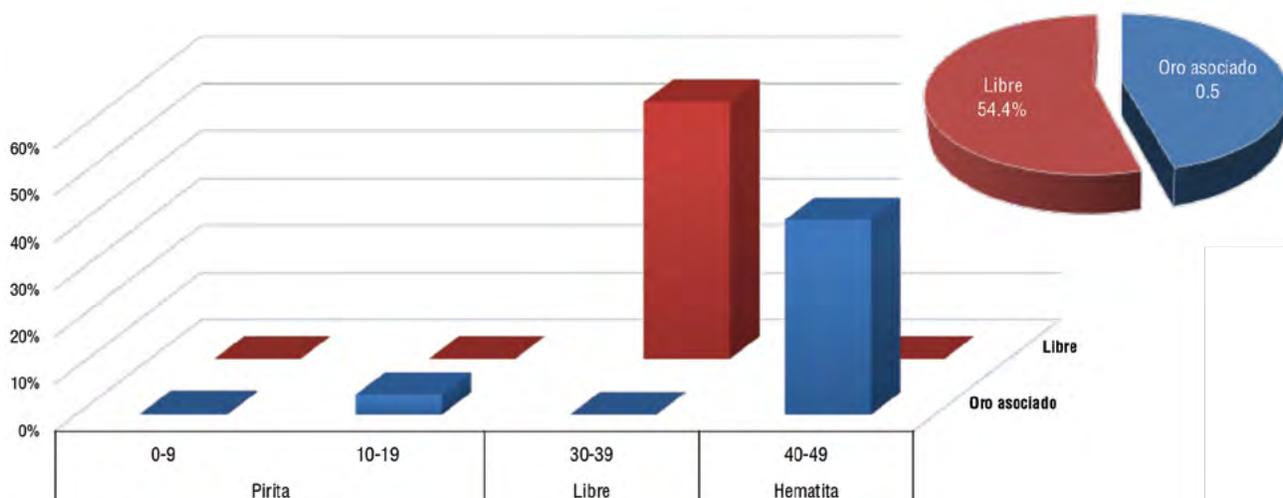
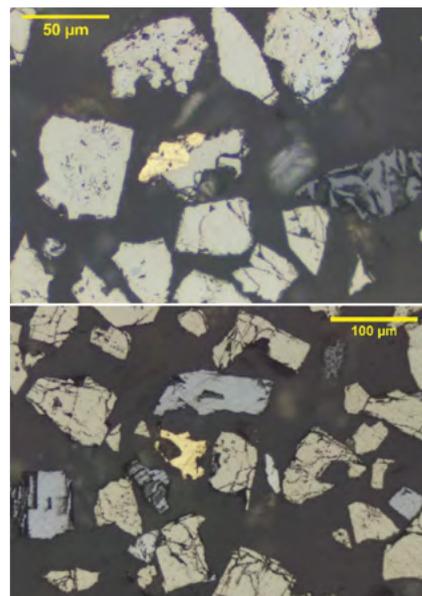
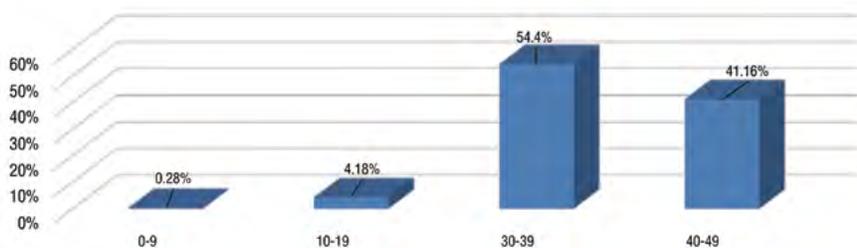


Figura 4.104. Distribución de oro en peso total. Planta La Chiva

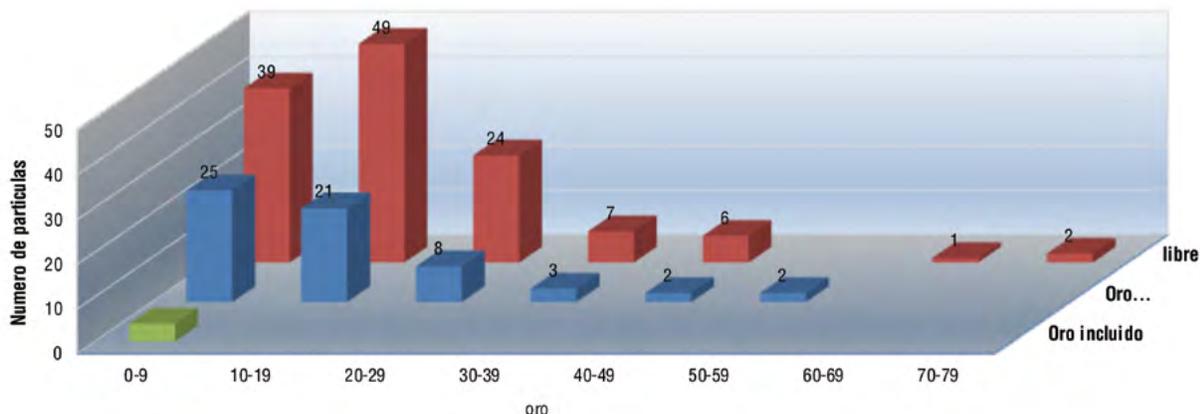
Fotografía 4.32. Asociación de oro en cabeza de proceso. Planta La Chiva



4.3.2.3. SECTOR MARAÑONES

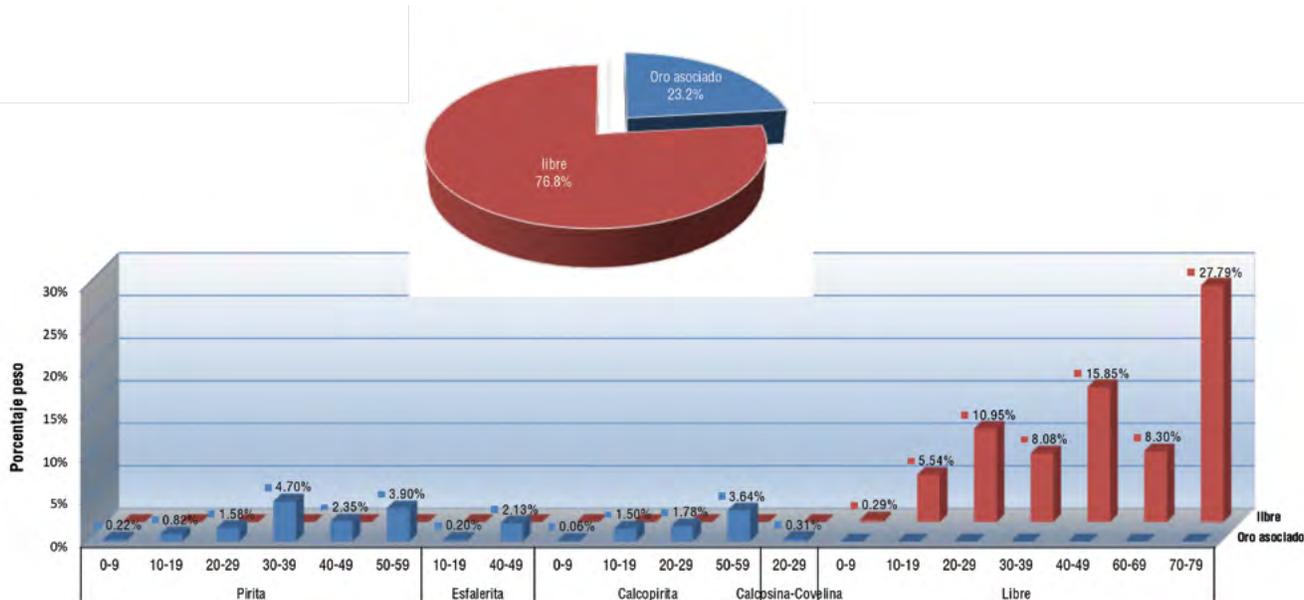
Se encontró un total de 193 partículas de oro en el material analizado, de las cuales 118 están liberadas, 58 asociadas y 4 incluidas, con predominio en los tamaños de diámetro equivalente o menores de 80 μm (figura 4.105).

Figura 4.105. Distribución de oro en peso total. Planta La Chiva Distribución de partículas por rango de tamaño y su asociación en el sector de Marañones



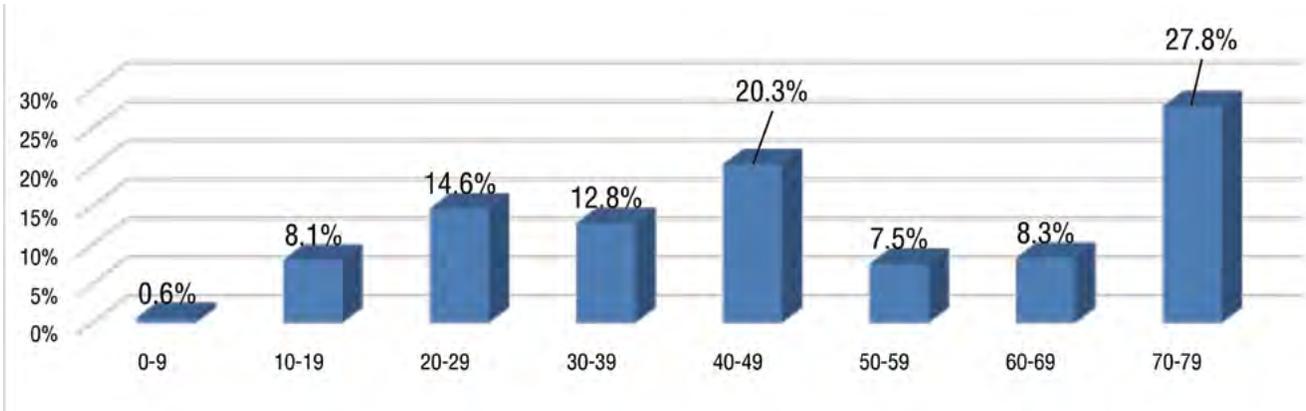
La distribución en peso de las partículas de oro considerando el diámetro equivalente de un círculo (d_{2Eq}) muestra que el 76,7% del oro está libre; la fracción en que se encuentra asociado a pirita representa el 13,8% y presenta tamaños menores de 59 μm ; la fracción asociada a calcopirita corresponde al 6,7% y tiene tamaños entre 0 y 59 μm ; asociado a esfalerita se encuentra el 2,4%, con tamaños entre 10 y 49 μm , y una fracción muy pequeña está asociada a calcosina-covelina, con el 0,3%, en tamaños de 20 a 29 μm (figura 4.106).

Figura 4.106. Distribución de partículas en peso, por rango de tamaño y asociación en el sector de Marañones

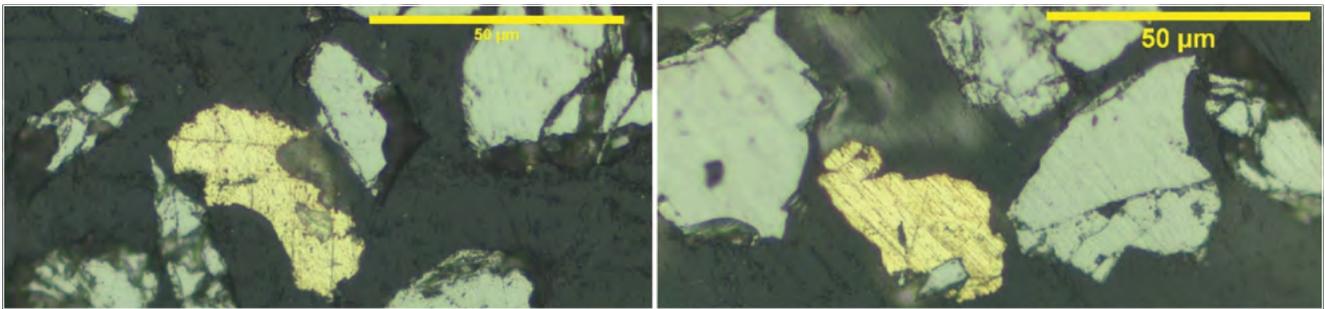


La distribución general de oro indica que la mayoría se encuentra en los tamaños comprendidos entre 70 y 79 μm (28,6%), mientras que el resto se halla distribuido en las fracciones de 60 a 69 μm (8,5%); entre 50 y 59 μm , 7,8%; entre 40 y 49 μm , 20,9%; entre 30 y 39 μm , el 11,3%; entre 20 y 29 μm , el 14,7%; entre 10 y 19 μm , el 7,5%, y en tamaños menores de 10 μm el 0,6% (figura 4.107 y fotografía 4.33).

Figura 4.107. Distribución de oro en peso total en el sector de Marañones



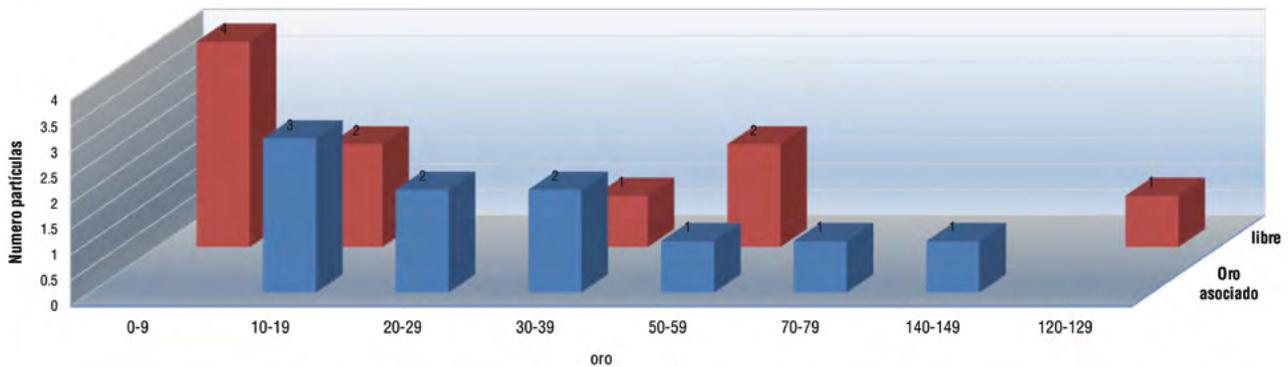
Fotografía 4.33. Asociación de oro en cabeza de proceso. Sector de Marañones



4.3.2.4. SECTOR MINA NIGUA

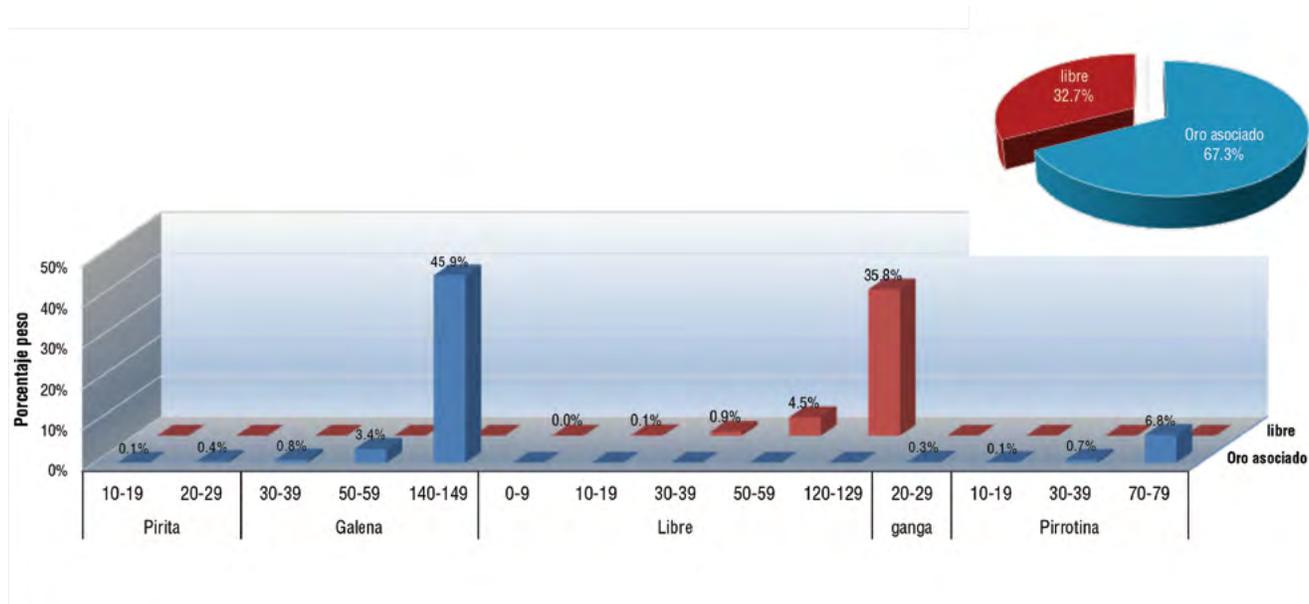
Se encontró un total de 79 partículas de oro en el material analizado, de las cuales 55 están liberadas, la mayoría (54) menores de 79 µm y una entre 110 y 119 µm; 19 asociadas, 17 menores de 59 µm, una entre 90 y 99 µm y una entre 190 y 199 µm, y cinco incluidas menores de 30 µm (figura 4.108).

Figura 4.108. Distribución de partículas por rango de tamaño y su asociación en el sector de Mina Nigua



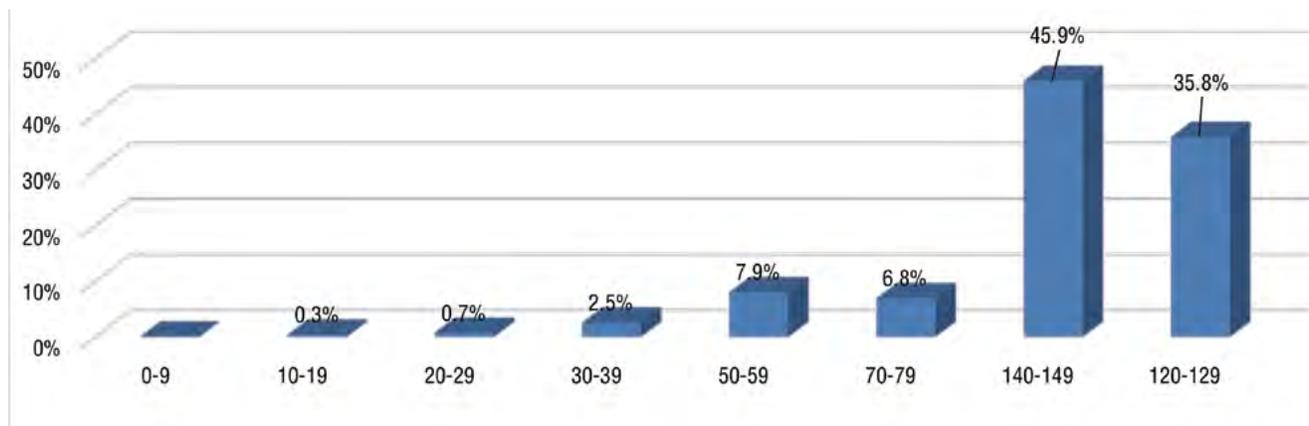
La distribución en peso de las partículas de oro, considerando el diámetro equivalente de un círculo (d_{2Eq}), muestra que el 28,4% de este mineral está libre. De esas partículas, el 13,3% se encuentra en tamaños que varían entre 110 y 119 µm, 8,6% entre 60 y 79 µm y el 6,4% en tamaños menores de 59 µm. La fracción que se encuentra asociada a hematita representa el 63,5% y tiene tamaños entre 190 y 199 µm. En tamaños por debajo de 59 µm, la fracción asociada a pirita corresponde al 8,1%. Tienen tamaños entre 90 y 99 µm el 7,0%, y tamaños menores de 49 µm, el 1,0%. Una fracción muy pequeña incluida en galena (0,07%) se presenta en tamaños menores de 10 µm (figura 4.109).

Figura 4.109. Distribución de partículas en peso, por rango de tamaño y asociación en el sector de Mina Nigua

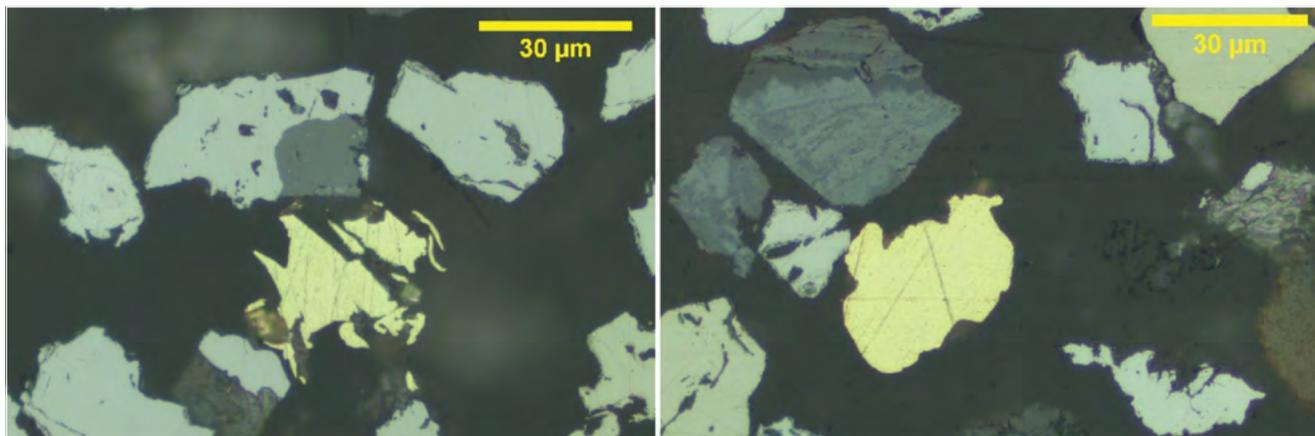


La distribución general del oro indica que la mayoría se encuentra en tamaños de 190 a 199 µm (61,6%), el 10,4% se halla entre 70 y 99 µm, mientras que el resto del oro, 14,6%, está distribuido en las fracciones menores de 60 µm (14,6%) (figura 4.110 y fotografía 4.34).

Figura 4.110. Distribución de oro en peso total en el sector de Mina Nigua



Fotografía 4.34. Asociación de oro en cabeza de proceso. Sector de Mina Nigua

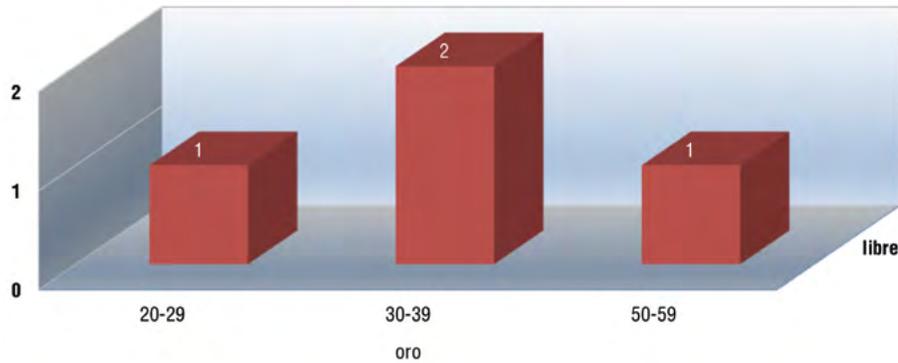


4.3.2.5. SECTOR PUEBLITO MEJÍA

Mina Fogaje

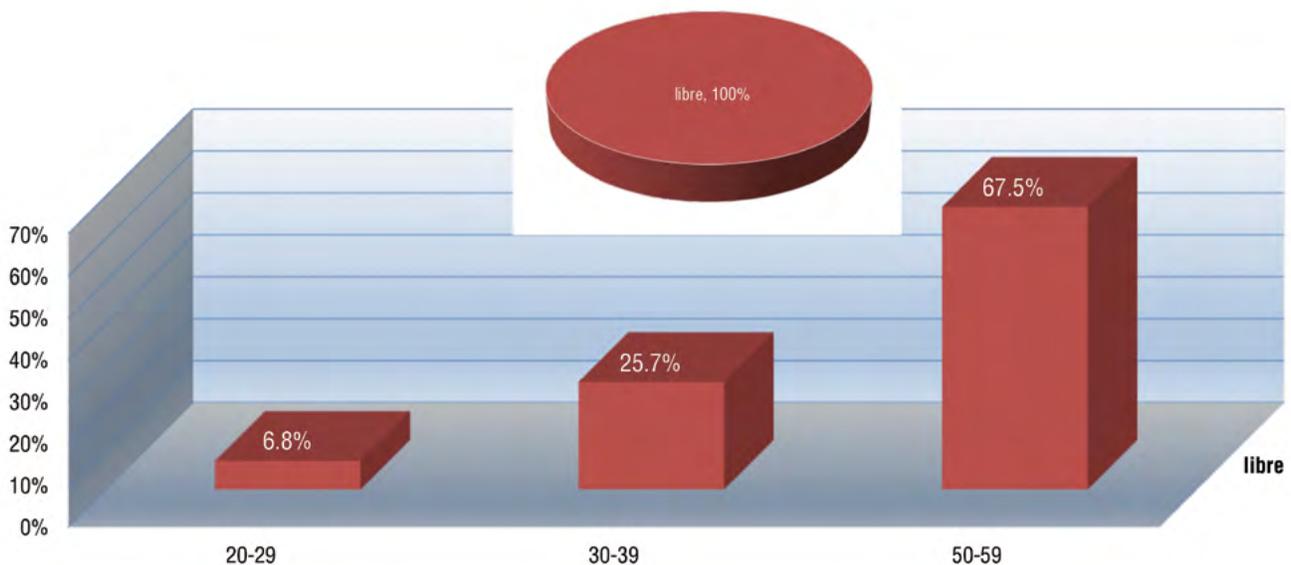
Se encontraron en total doce granos en la sección analizada, todos liberados, de los cuales tres tienen tamaños menores de 40 μm , y uno, entre 50 y 59 μm (figura 4.111).

Figura 4.111. Distribución de partículas por rango de tamaño y su asociación. Mina Fogaje



La distribución en peso de las partículas de oro, considerando el diámetro equivalente de un círculo (d_{2Eq}), muestra que el 67,5% de ese mineral se presenta en los tamaños de 50 a 59 μm , mientras que el 32,5% restante aparece en tamaños menores de 40 μm (figura 4.112 y fotografía 4.35)

Figura 4.112. Distribución de partículas por rango de tamaño y su asociación en mina Fogaje



Fotografía 4.35. Asociación de oro en cabeza de proceso. Mina Fogaje

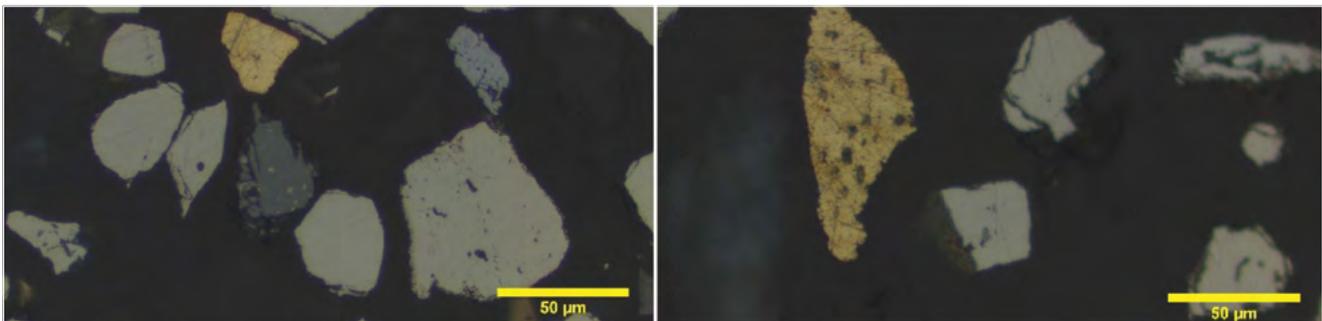
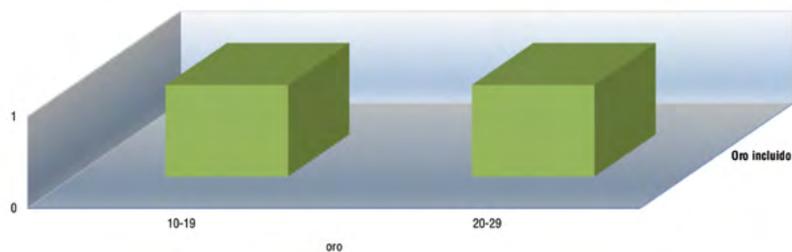


Figura 4.113. Distribución de partículas por rango de tamaño y su asociación. Mina la Fe



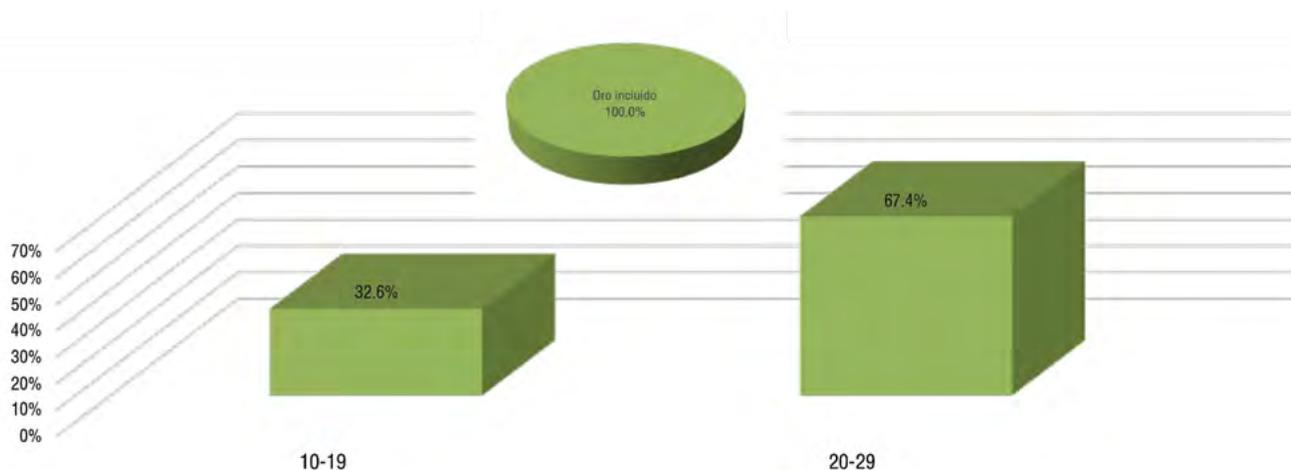
Mina La Fe

Se encontraron un total de dos partículas de oro en el material analizado, los cuales tienen un tamaño entre 10 y 29 µm, y se encuentran incluidos en hematita (figura 4.113).

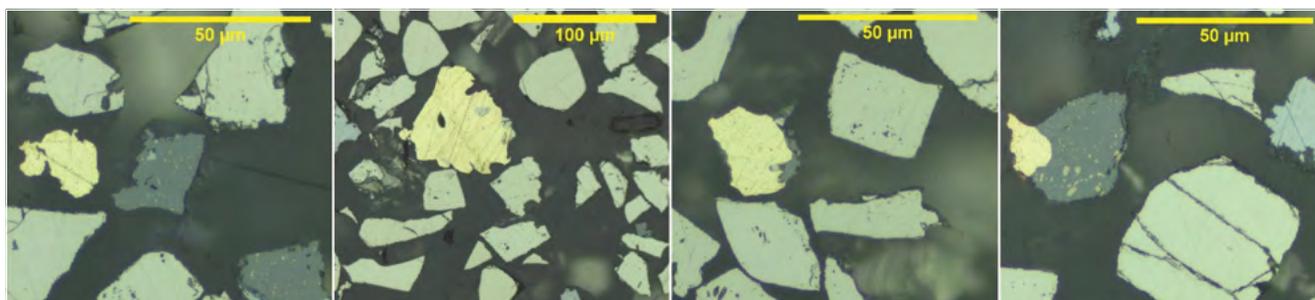
La distribución en peso de las partículas de oro, considerando el diámetro equivalente de un círculo (d2Eq), muestra que el 67,4% del mineral se

encuentra en tamaños que varían entre 20 y 29 µm, y el 32,6% en tamaños de 10 a 19 µm (figura 4.114 y fotografía 4.36).

Figura 4.114. Distribución de partículas en peso, por rango de tamaño y asociación. Mina la Fe



Fotografía 4.36. Asociación de oro en cabeza de proceso. Mina La Fe



4.3.2.6. SECTOR MINAS DE SANTA CRUZ

Minerales Fuentes

Se encontraron 55 partículas con oro en la sección analizada, de las cuales 33 corresponden a oro libre, 18 a oro asociado y 4 a oro incluido. Todas tienen tamaños menores de 69 µm (figura 4.115).

La distribución en peso de las partículas indica que el 30,4% del oro se encuentra libre, el 69,6% se presenta asociado (53,4% a pirita, 10,4% a galena y 5,6% asociado a esfalerita). El 0,02% se encuentra incluido en pirita (figura 4.116).

El proceso de oxidación de los sulfuros es tan intenso, que muchas partículas de oro se encuentran parcial o totalmente encapsuladas en hematita, lo cual puede representar una dificultad para su recuperación.

La distribución general del oro en peso indica que el 44,8% se encuentra en partículas que varían entre 60 y 69 µm, el 20,63% entre 50 y 59 µm, el 14,9% entre 40 y 49 µm, y el restante 19,7% está en las fracciones menores de 40 µm (figura 4.117 y fotografía 4.37).

Figura 4.115. Distribución de partículas por rango de tamaño y su asociación en la mina Minerales Fuentes

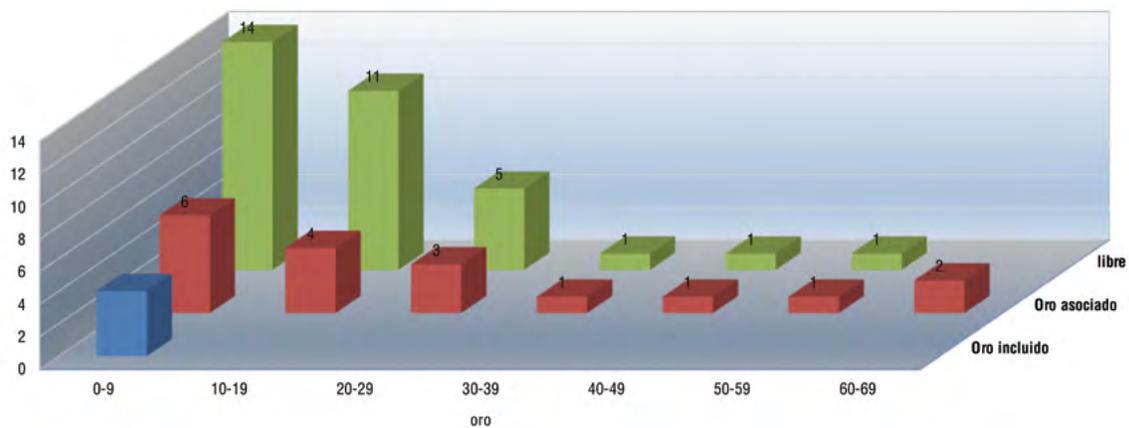


Figura 4.116. Distribución de partículas en peso, por rango de tamaño y asociación en la mina Minerales Fuentes

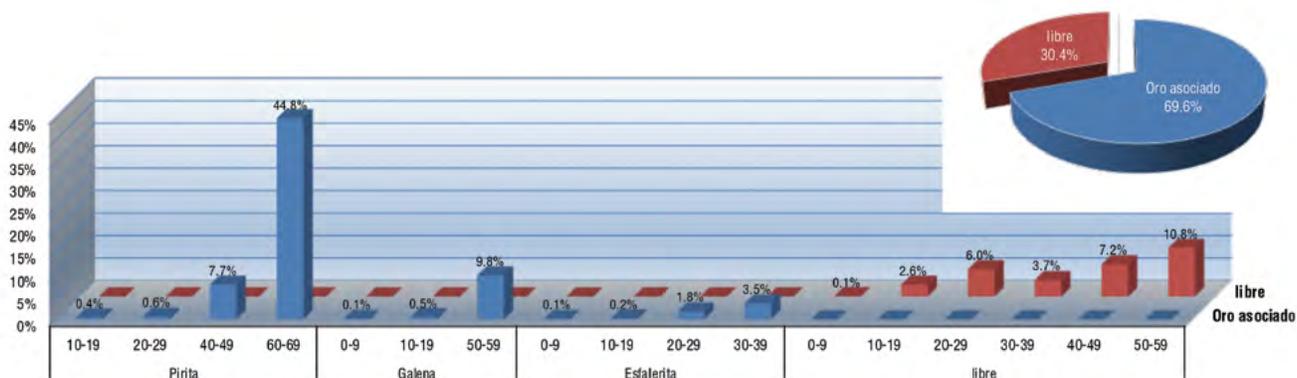
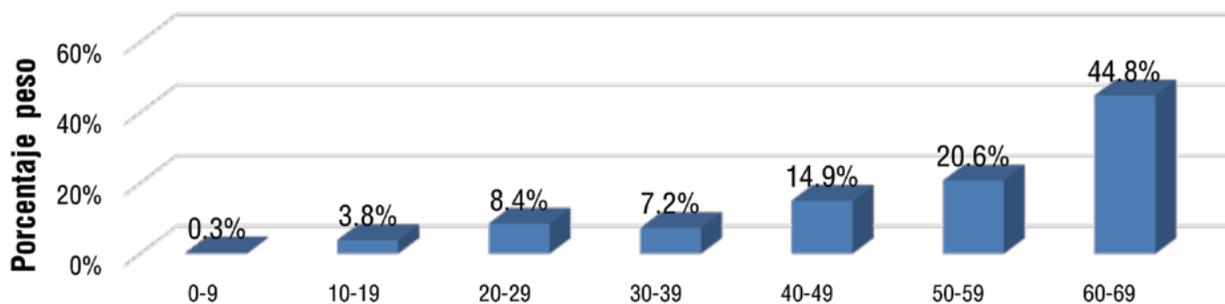
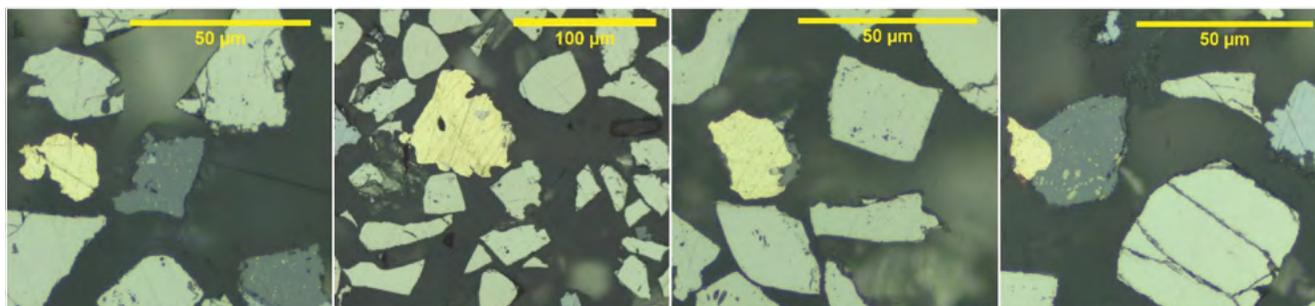


Figura 4.117. Distribución de oro en peso total en la mina Minerales Fuentes



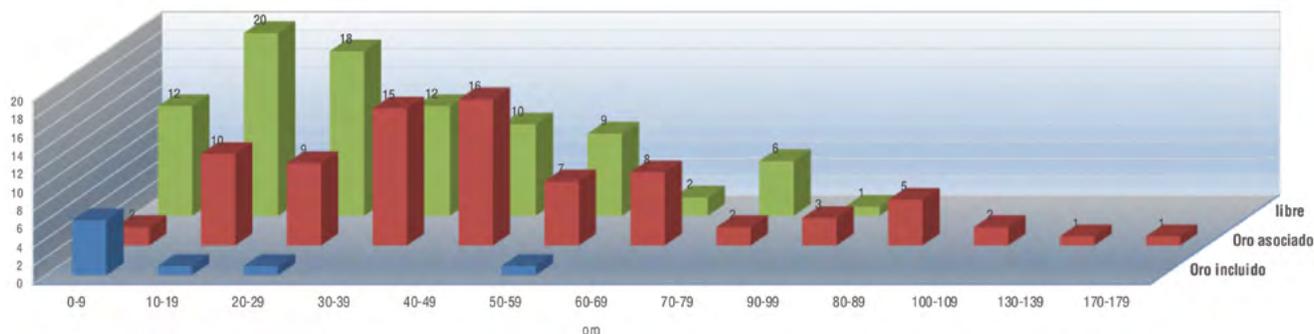
Fotografía 4.37. Asociación de oro en cabeza de proceso. Minerales Fuentes



Mina Pozo Rico, Santa Cruz

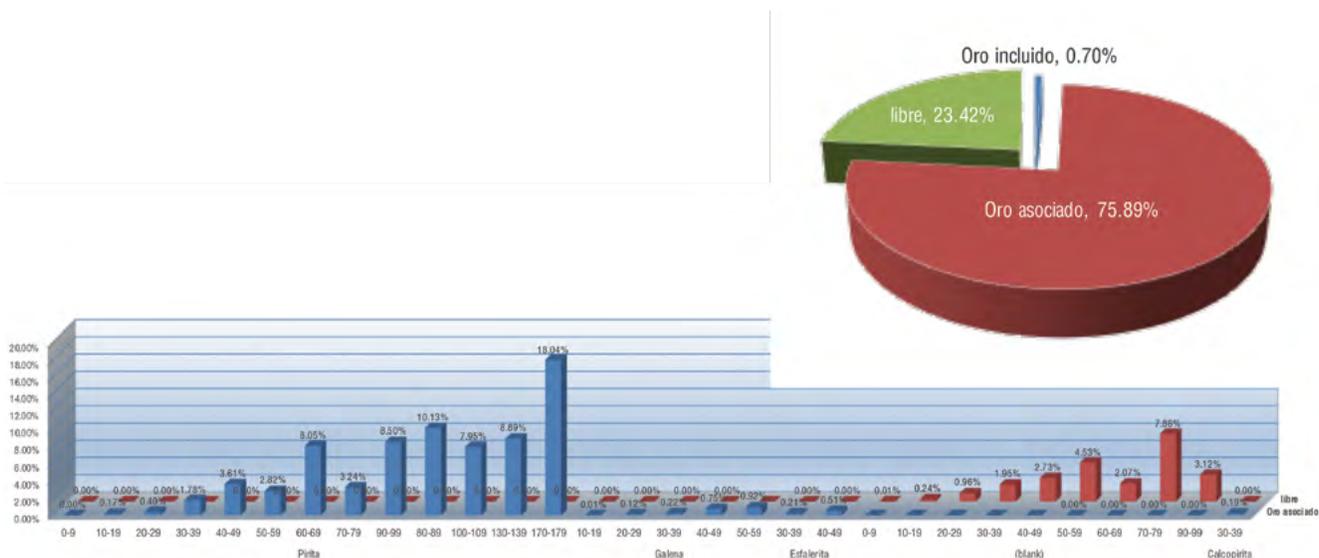
Se encontraron 180 partículas con oro en la sección analizada, de las cuales 90 corresponden a oro libre, 81 a oro asociado, y 9 a oro incluido. Cuatro de esas partículas tienen un tamaño mayor de 100 µm y están asociadas, 17 partículas miden entre 70 y 99 µm (7 libres y 10 asociadas) y 159 pertenecen a la fracción menor de 70 µm (83 libres, 67 asociadas y 9 incluidas) (figura 4.118).

Figura 4.118. Distribución de partículas por rango de tamaño y su asociación en la mina Pozo Rico



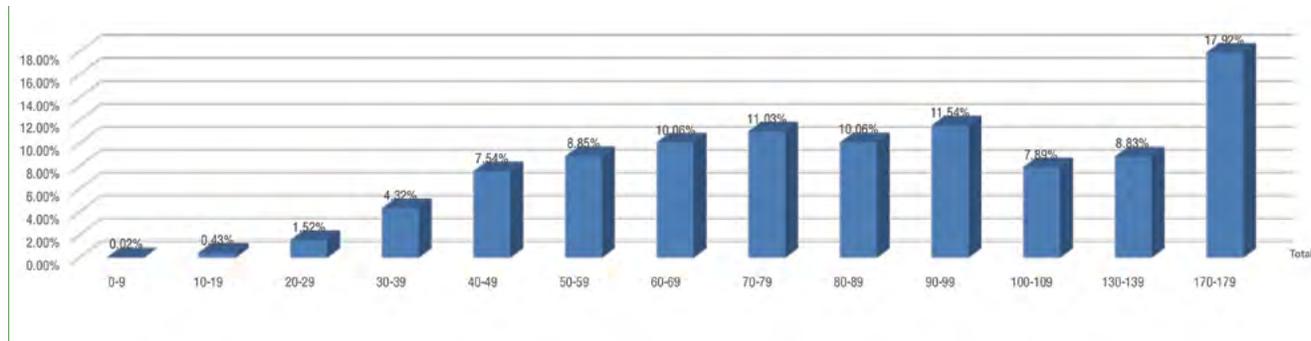
La distribución en peso de las partículas indica que el 23,5% del oro se encuentra libre (10,9% en tamaños que varían entre 70 y 99 µm y el 12,4% en tamaños menores de 70 µm), el 76% se presenta asociado (73,1% a pirita, 34,6% en tamaños de entre 100 y 179 µm, 21,7% entre 70 y 99 µm, y 16,7% tienen menos de 70 µm; 2,0% está asociado a galena, con tamaños de 10 a 59 µm; 0,7% asociado a esfalerita, en tamaños de 30 a 49 µm, y el 0,2% asociado a calcopirita, en tamaños de 30 a 39 µm). El 0,7% se encuentra incluido en pirita en tamaños que oscilan entre 10 y 59 µm (figura 4.119).

Figura 4.119. Distribución de partículas en peso, por rango de tamaño y asociación en la mina Pozo Rico

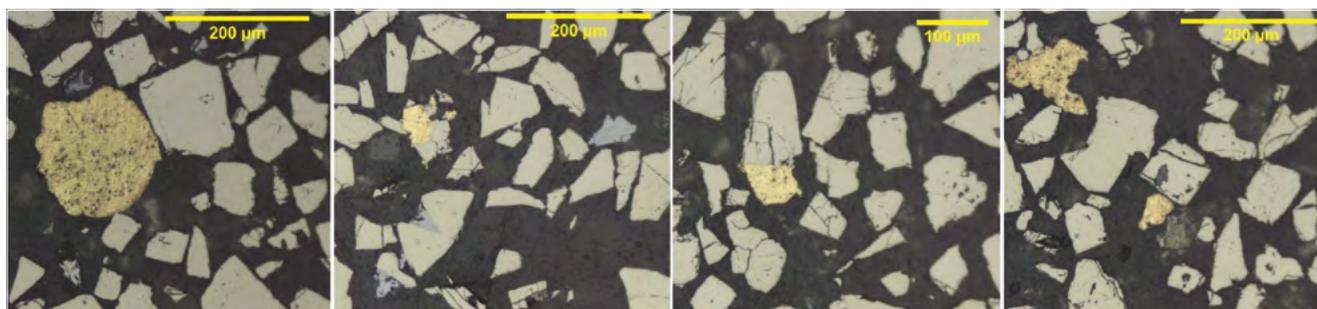


La distribución general del oro en peso indica que el 22,7% se encuentra en partículas cuyo tamaño es menor de 59 µm, el 21,0% entre 60 y 79 µm, el 21,6% entre 80 y 99 µm, el 7,9% entre 100 y 109 µm, el 8,8% entre 130 y 139 µm, y el restante 17,9% está en las fracciones que van de 170 a 179 µm (figura 4.120 y fotografía 4.38).

Figura 4.120. Distribución de oro en peso total en la mina Pozo Rico



Fotografía 4.38. Asociación de oro en cabeza de proceso. Mina Pozo Rico

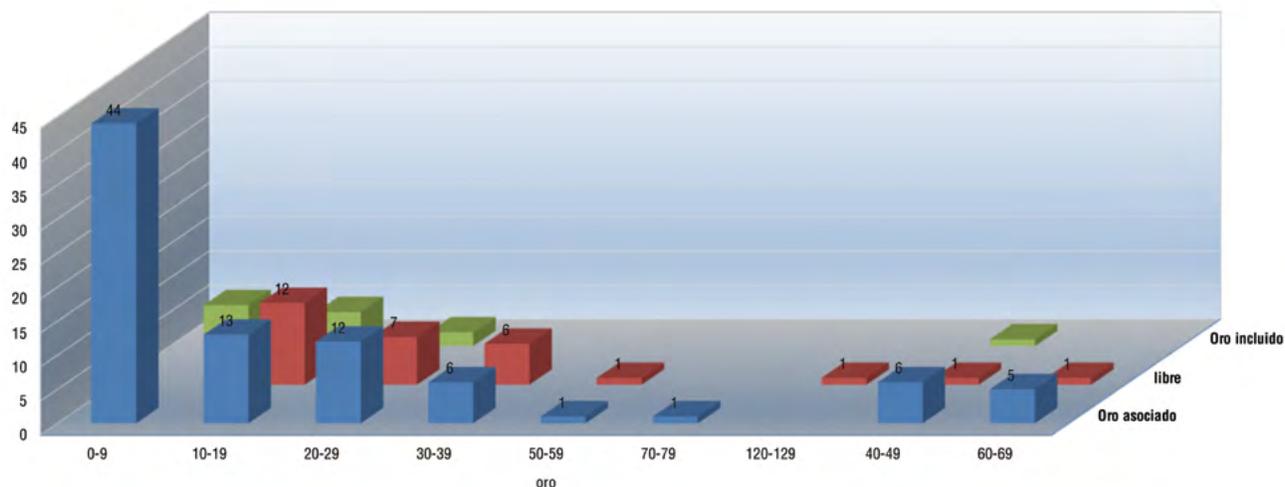


4.3.2.7. SECTOR MINA SECA

Mina Rancho Quemado

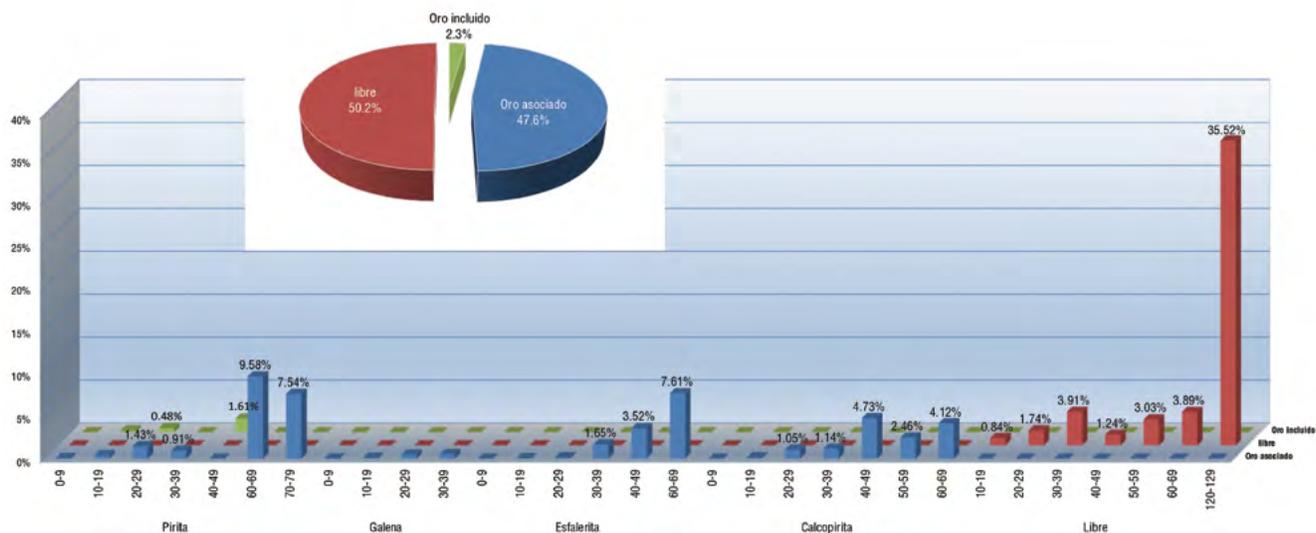
Se encontraron 131 granos de oro en el material analizado, de los cuales 29 se encuentran libres, 88 asociados y 14 incluidos. La gran mayoría de los granos, 121, son de tamaños menores de 50 µm (26 libres, 81 asociados y 14 incluidos), mientras que 9 partículas tienen tamaños entre 50 y 79 µm (2 libres, y 7 asociados). Se encontró un grano liberado con tamaño que medía entre 120 y 129 µm (figura 4.121).

Figura 4.121. Distribución de partículas por rango de tamaño y su asociación en la mina Rancho Quemado



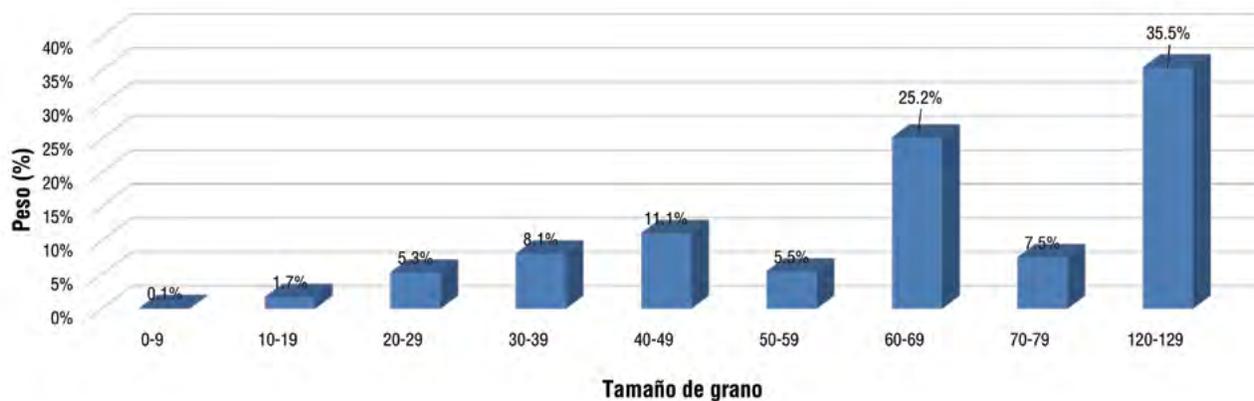
La distribución en peso del mineral analizado muestra que el 50,2% del oro se encuentra libre (35,5% en tamaños que varían entre 120 y 129 µm, y 14,7% en tamaños menores de 70 µm), mientras que el 47,6% aparece asociado (pirita 19,9%, calcopirita 13,6%, esfalerita 13,0%, y 1,0%) y tiene tamaños menores de 70 µm; solo el 2,3% está incluido en pirita y tiene tamaños menores de 50 µm (figura 4.122).

Figura 4.122. Distribución de partículas en peso, por rango de tamaño y asociación en la mina Rancho Quemado

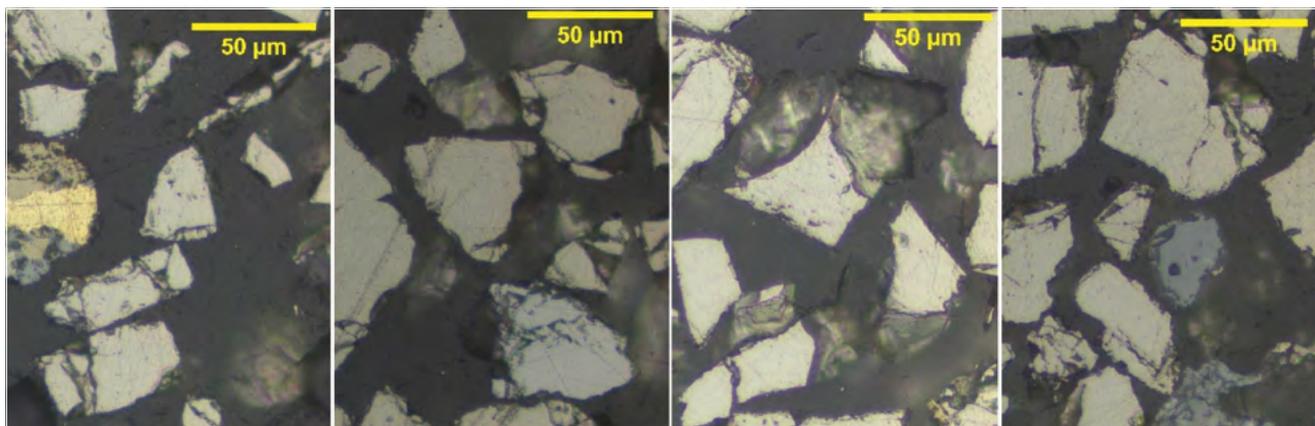


La distribución de oro en peso indica que el 35,5% se encuentra en tamaños que oscilan entre 120 y 129 μm , 7,5% entre 70 y 79 μm , 25,2% entre 60 y 69 μm , 5,5% entre 50 y 59 μm y el 26,2% en tamaños menores de 49 μm (figura 4.123 y fotografía 4.39).

Figura 4.123. Distribución de oro en peso total en la mina Rancho Quemado



Fotografía 4.39. Asociación de oro en material de proceso. Mina Rancho Quemado

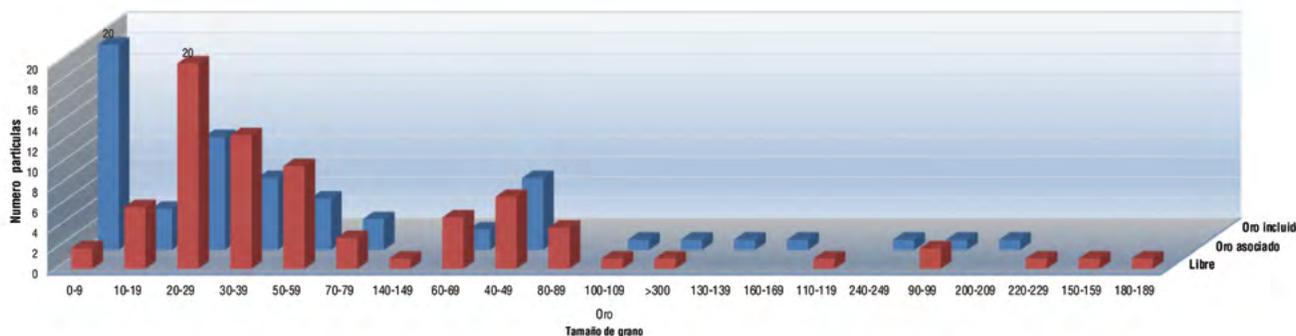


4.3.2.8. SECTOR CASA DE BARRO

Planta Casa de Barro

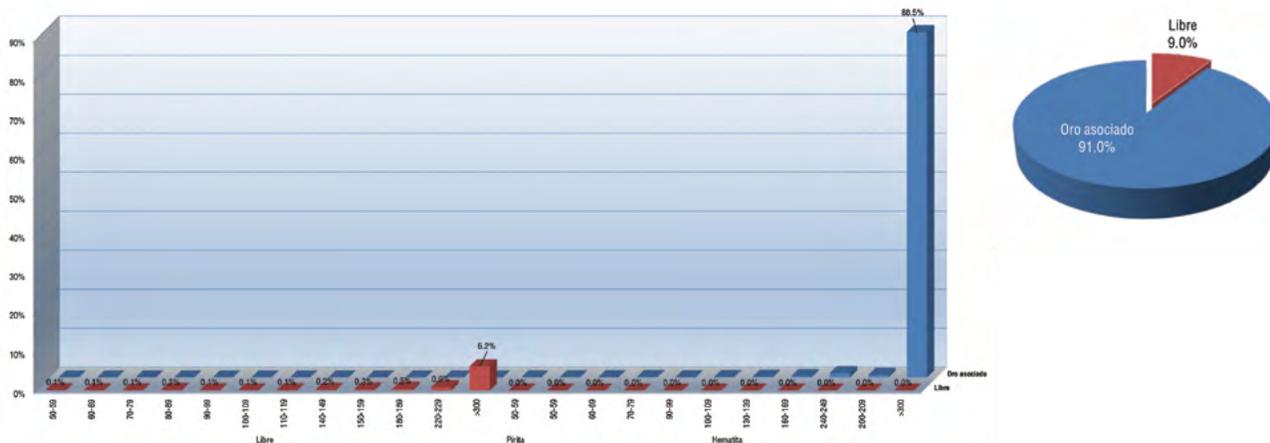
Se encontraron 150 granos de oro en el material analizado, de los cuales 79 se encuentran libres, 66 asociados y 5 incluidos. La gran mayoría de los granos, 102, son de tamaños menores de 50 µm (48 libres, 49 asociados y 5 incluidos), mientras que 42 partículas miden entre 50 y 79 µm (18 libres y 10 asociadas) y 20, tamaños mayores de 80 µm (13 libres y 7 asociadas) (figura 4.124).

Figura 4.124. Distribución de partículas por rango de tamaño y su asociación en la planta Casa de Barro



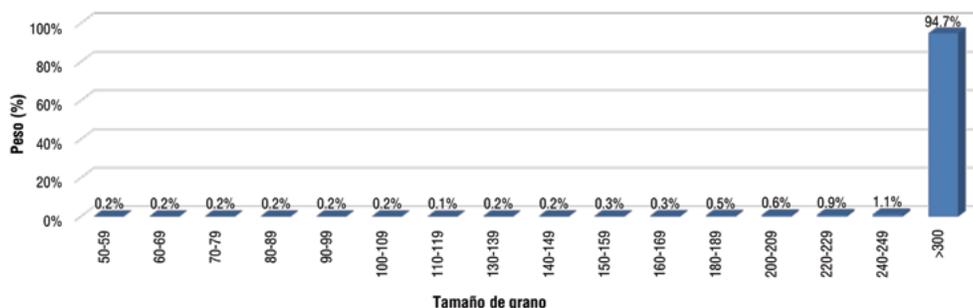
La distribución en peso del mineral analizado muestra que el 9,0% del oro se encuentra libre (8,2% en tamaños mayores de 100 µm, y 0,8% en tamaños que fluctúan entre 20 y 99 µm), mientras que el 91,0% se encuentra asociado (hematita 90,95%, 88,4% en tamaños mayores de 300 µm, 2,0% entre 100 y 299 µm y 0,3% menores de 100 µm; en pirita 0,02%, esfalerita 0,01% y calcopirita 0,002%) (figura 4.125).

Figura 4.125. Distribución de partículas en peso, por rango de tamaño y asociación en la planta Casa de Barro

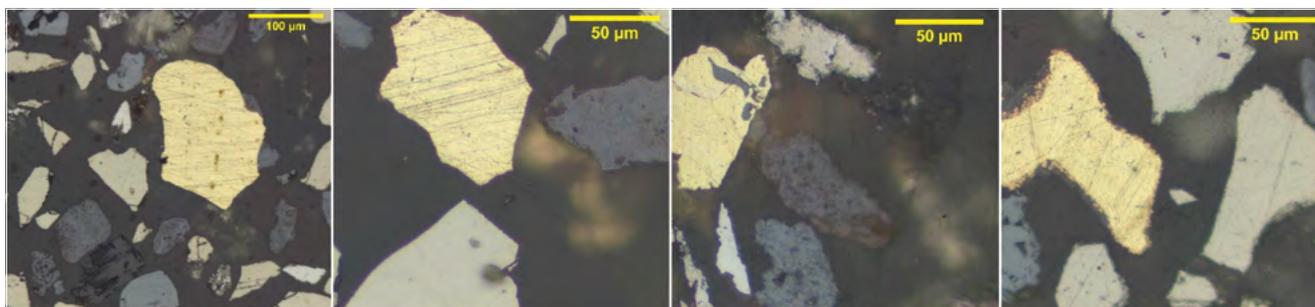


La distribución de oro en peso indica que el 94,55% se encuentra en tamaños mayores de 300 µm, 4,34% entre 100 y 299 µm, 0,91% entre 50 y 99 µm, y el 0,21% en tamaños menores de 49 µm (figura 4.126 y fotografía 4.40).

Figura 4.126. Distribución de oro en peso total en la planta Casa de Barro



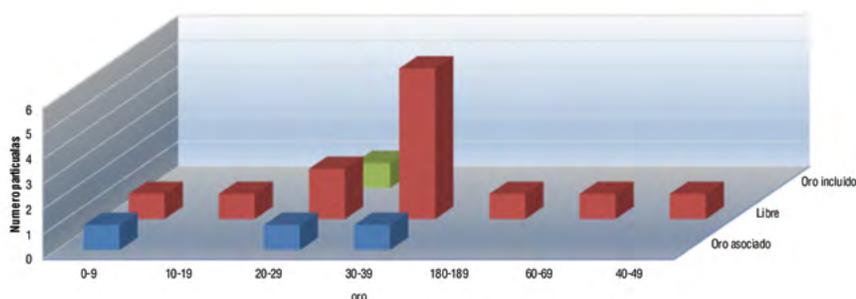
Fotografía 4.40. Asociación de oro en material de proceso. Mina Rancho Quemado



4.3.2.9. SECTOR BUENA SEÑA

Mina La Esperanza

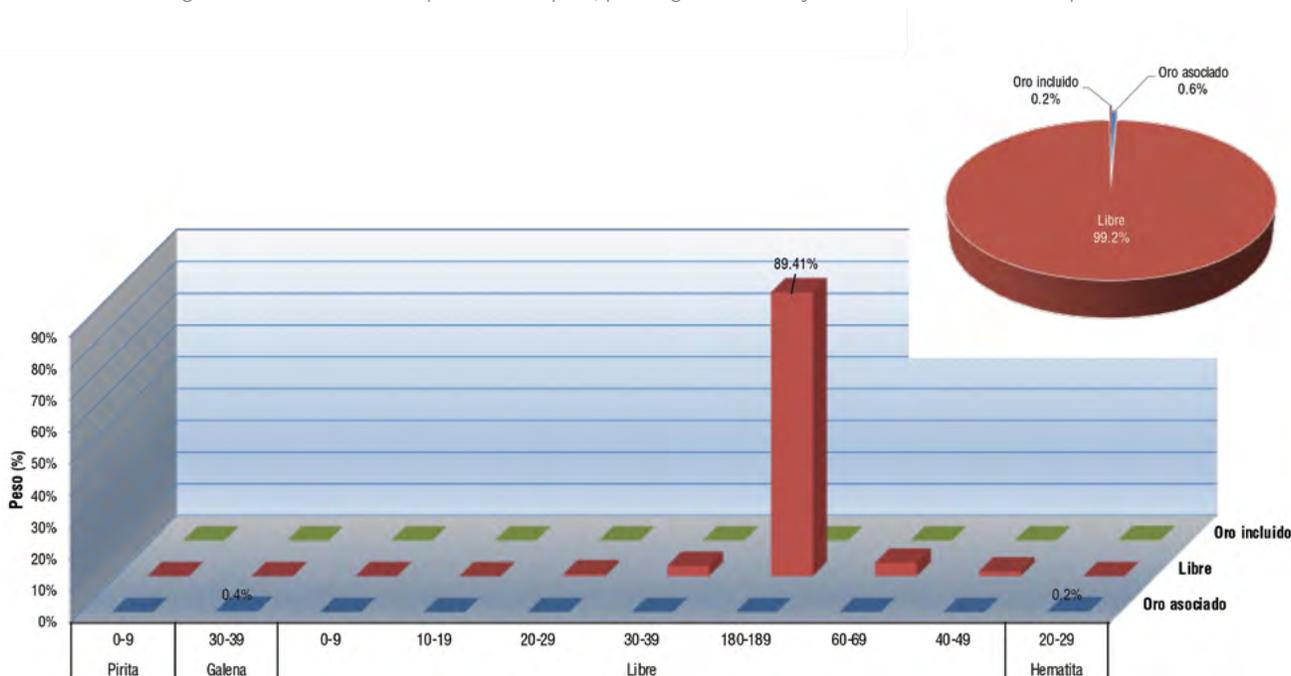
Figura 4.127. Distribución de partículas por rango de tamaño y su asociación en la mina La Esperanza



Se encontraron en total diecisiete partículas de oro en el material analizado, de las cuales trece se encuentran liberadas, tres asociadas y una incluida. La mayor parte de los granos, catorce, se presentan en tamaños menores de 40 µm (diez libres, tres asociados y uno incluido), uno entre 40 y 49 µm, uno entre 60 y 69 µm, y otro entre 180 y 189 µm. Las tres partículas más grandes se presentan libres (figura 4.127).

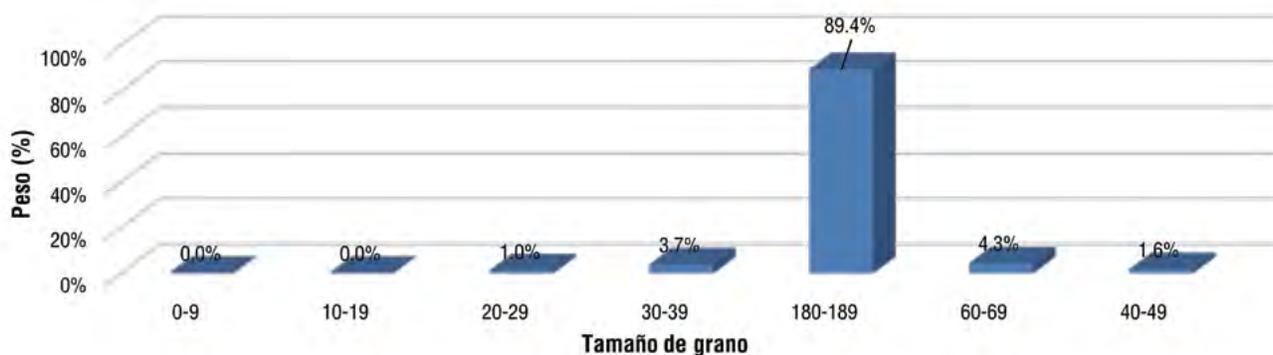
La distribución en peso del mineral analizado muestra que el 99,2% del oro se encuentra libre (89,4% en tamaños que varían entre 180 y 189 µm, y 4,3% miden entre 60 y 69 µm, y el 5,51% en tamaños menores de 50 µm), mientras que el 0,63% aparece asociado (pirita, galena y hematita) y tiene tamaños menores de 40 µm; solo el 0,17% está incluido en hematita y tiene tamaños menores, entre 20 y 29 µm (figura 4.128).

Figura 4.128. Distribución de partículas en peso, por rango de tamaño y asociación en la mina La Esperanza

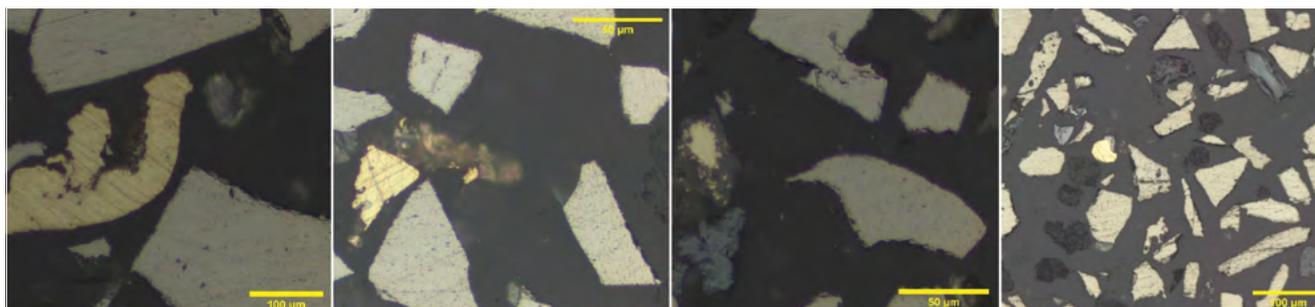


La distribución de oro en peso indica que el 89,4% se encuentra en tamaños que oscilan entre 180 y 189 μm , 4,29% miden entre 60 y 69 μm , 1,56% entre 40 y 49 μm , 3,68% entre 30 y 39 μm , y el 1,06% en tamaños menores de 30 μm (figura 4.129 y fotografía 4.41).

Figura 4.129. Distribución de oro en peso total en la mina La Esperanza



Fotografía 4.41. Asociación de oro en material de proceso. Mina La Esperanza



4.3.3. CONSIDERACIONES EN GEOLOGÍA Y MINERALOGÍA PARA EL BENEFICIO

- La mineralización es relativamente simple: está compuesta de sulfuros polimetálicos poco reactivos entre los que predomina pirita, esfalerita, calcopirita y galena. Sin embargo, hay zonas de enriquecimiento de sulfuros con abundancia de esfalerita y calcopirita, y eventualmente telururos y tetraedrita. La mena se considera no refractaria.
- La mineralización aurífera en el distrito minero de Sur de Bolívar se encuentra directamente asociada con sulfuros metálicos, principalmente incluido en pirita o asociado a galena y calcopirita, a manera de relleno de fracturas en pirita preexistente. Secundariamente se encuentra asociado con esfalerita, arsenopirita y telururos o sulfosales de plata.
- El tamaño de grano, considerando su magnitud como el diámetro equivalente de cada partícula (D_{2Eq}), varía desde algunos micrones hasta alcanzar más de 200 micrómetros. Predominan partículas menores de 40 micrómetros, que se encuentran generalmente incluidas en pirita o en bordes de grano asociados a galena o calcopirita.
- En veta intacta a asociación de oro con pirita representa el 42%, lo mismo que con galena, mientras que con calcopirita representa solo el 2,1%, y ocasionalmente se asocia con otros sulfuros, como esfalerita, arsenopirita y tetraedrita.

La mineralización aurífera en el distrito minero de Sur de Bolívar se encuentra directamente asociada con sulfuros metálicos, principalmente incluido en pirita o asociado a galena y calcopirita, a manera de relleno de fracturas en pirita preexistente. Secundariamente se encuentra asociado con esfalerita, arsenopirita y telururos o sulfosales de plata

- La distribución total de oro en peso, en material de veta, indica una distribución bimodal en la que prevalecen partículas de tamaño (D2Eq) mayores de 70 micrómetros, hasta alcanzar los 200 micrómetros; representan el 92% y pueden recuperarse por métodos convencionales, mientras que la población de menor tamaño requiere de técnicas especiales para recuperarse y representa cerca de 8% restante.
- La composición mineralógica de las muestras de cabeza de proceso de las diferentes minas de la zona, determinada con análisis petrográficos, muestra que las menas contienen esencialmente ganga de cuarzo y silicatos (feldespatos) y sulfuros en bajas proporciones, que pueden variar desde el 5% hasta el 30%. Las zonas de mayor enriquecimiento en sulfuros son el sector de marañones y santa cruz.
- Se considera plantear una única unidad geometalúrgica. Dado que la proporción de sulfuros es relativamente baja, la mineralización también es relativamente simple, de sulfuros metálicos estables, y la presencia de oro de tamaño relativamente grande es superior al 80%, mayor de 70 micrómetros.
- Los resultados de liberación binaria de minerales metálicos y sulfuros respecto a minerales de ganga muestran que, en su mayoría, las partículas se encuentran liberadas por debajo de los 300 μm , y con excepción del sector de mina Nigua, se presenta una tasa de liberación superior al 90% en las pruebas iniciales de molienda.
- La distribución de tamaño del oro liberado en la primera fase de molienda a malla varía de 600 a 212 micrómetros, e indica que cerca del 90% de las partículas se encuentran por encima de 70 micrómetros, lo cual, en términos generales, indica que el oro del área del sur de Bolívar es de tamaño grande, y puede beneficiarse por métodos convencionales de concentración gravimétrica.

La distribución de tamaño del oro liberado en la primera fase de molienda a malla varía de 600 a 212 micrómetros, e indica que cerca del 90% de las partículas se encuentran por encima de 70 micrómetros, lo cual, en términos generales, indica que el oro del área del sur de Bolívar es de tamaño grande, y puede beneficiarse por métodos convencionales de concentración gravimétrica

4.4. CONCLUSIONES SOBRE ASPECTOS GEOLÓGICOS, MINERALÓGICOS Y QUÍMICOS

- Rocas ígneas de carácter intrusivo y rocas vulcanoclásticas representan el basamento de la mineralización aurífera del sur de Bolívar. Rocas de grano entre medio y grueso equigranulares, clasificadas como cuarzodioritas y pertenecientes al Batolito de Norosí, conforman la roca hospedante de la mineralización en Tiquisio y en parte de San Martín de Loba, mientras que tobas de cristales y líticos compactos pertenecientes a la Formación Noreán representan el basamento en Barranco de Loba, Buena Señá y Pueblito Mejía. La roca presenta intensa meteorización superficial y moderada alteración hidrotermal alrededor de las zonas mineralizadas.
- La mineralización aurífera se desarrolla a lo largo de zonas de cizalla en dirección preferencial NE-SW y conforman estructuras vetiformes formadas por fracturamiento y relleno de cuarzo con textura masiva y sulfuros masivos dominados por pirita, calcopirita, galena y esfalerita, principalmente.
- La mineralización aurífera en el distrito minero de Sur de Bolívar se encuentra directamente asociada con sulfuros metálicos, principalmente incluida en pirita o asociada a galena y calcopirita, a manera de relleno de fracturas en pirita preexistente. Secundariamente se encuentra asociado con esfalerita, arsenopirita y telururos o sulfosales de plata.
- De forma general, los resultados con microsonda electrónica, muestran que el oro contiene cantidades variables de Au, que fluctúan entre 53,1% y 85,4%, con valor promedio de 67,13 wt%, mientras que la variación de plata oscila entre 13,3 wt% y 45,2 wt%, con promedio de 31,07 wt%, y se observa la presencia de Hg, As, Bi y Te en el oro.

La mineralización aurífera se desarrolla a lo largo de zonas de cizalla en dirección preferencial NE-SW y conforman estructuras vetiformes formadas por fracturamiento y relleno de cuarzo con textura masiva y sulfuros masivos dominados por pirita, calcopirita, galena y esfalerita, principalmente

Puede observarse una tendencia en la calidad del oro, considerando que los análisis microelementales de Au y Ag indican prevalencia de altos contenidos de Au en los sectores de Mina Seca y Casa de Barro, mientras que las partículas de oro del sector de Pueblito Mejía presentan mayor concentración de plata

- Puede observarse una tendencia en la calidad del oro, considerando que los análisis microelementales de Au y Ag indican prevalencia de altos contenidos de Au en los sectores de Mina Seca y Casa de Barro, mientras que las partículas de oro del sector de Pueblito Mejía presentan mayor concentración de plata.

5.

ASPECTOS MINEROS

En este capítulo se presentan los resultados de las visitas a minas de las zonas de San Martín, Barranco de Loba y Tiquisio, y consideraciones técnicas para el desarrollo de buenas prácticas de la minería en el distrito. En el numeral 1 se detallan conceptos para comprender mejor el análisis que se realiza.

Vista desde el interior de la bocamina. Fotografía tomada por Philly Abueta, Servicio Geológico Colombiano



5.1. FUNDAMENTOS TÉCNICO - MINEROS

Para el desarrollo del presente capítulo se adaptaron algunos términos del *Glosario técnico minero* (Minminas 2015), presentados a continuación:

La minería se define como la ciencia, las técnicas y actividades que tienen que ver con el descubrimiento, la exploración y la explotación de yacimientos minerales. Estrictamente hablando, el término se relaciona con los trabajos subterráneos y a cielo abierto (superficie) encaminados al arranque y al tratamiento de una mena o la roca asociada. La minería es una de las actividades más antiguas de la humanidad, y consiste en la obtención selectiva de minerales y otros materiales a partir de la corteza terrestre.

Una mina es una excavación en el subsuelo que tiene como propósito la explotación técnica y económica de un yacimiento mineral, y puede ser a cielo abierto (en superficie) o subterránea.

Una mena son los minerales que representan interés económico en un yacimiento mineral.

Explotaciones pequeñas son extracciones en pequeña escala, de poca profundidad, que se realizan sin técnica, con herramientas e implementos simples de uso manual, accionados por la fuerza humana, y cuya cantidad extraída no sobrepasa las 250 toneladas anuales de material.

Para este capítulo se define como mina artesanal aquella que se explota sin técnica minera específica o que combina las prácticas empíricas con algunas técnicas mineras, en la que se han ido incorporando herramientas y equipos para lograr mayor productividad.

Yacimiento mineral es una acumulación natural de una sustancia mineral fósil cuyo volumen es tal que su explotación resulta interesante desde el punto de vista económico.

Otros términos técnicos pueden encontrarse en Estándar colombiano de recursos y reservas minerales (Comisión Colombiana de Recursos y Reservas Minerales, Agencia Nacional de Minería, 2018).

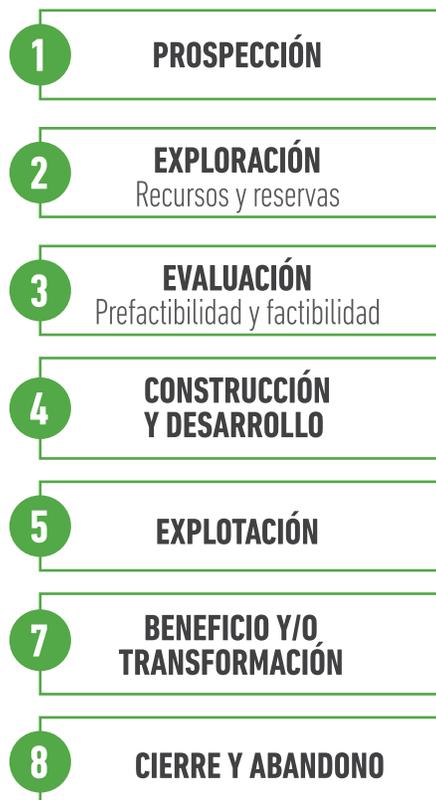
5.1.1. ETAPAS DE UN PROYECTO MINERO

El proyecto minero se inicia con la etapa de búsqueda de recursos minerales de interés, que comprende la fase de prospección y exploración donde se realizan estudios más detallados de la geología del depósito mineral, y mediante estudios de prefactibilidad y factibilidad se define si se continúa con el proyecto minero. Debido a que la continuidad del proyecto depende de diversos aspectos, temas como las características del depósito mineral, recursos y reservas, el precio del mineral en el mercado internacional, la rentabilidad del proyecto, los aspectos sociales y de comunidades, los trámites de legalidad minera, legalidad ambiental, áreas de restricción minera, son determinantes para que se consolide el proyecto minero (Carvajal Herrera, 2008; MinMinas, 2015).

Los recursos minerales de un yacimiento pueden ser estimados a partir de la información geocientífica. Las reservas minerales son un subconjunto modificado de los recursos minerales indicados y medidos, y requieren la consideración de los factores modificadores que afectan la extracción. Estos incluyen factores de minería, procesamiento, metalúrgicos, infraestructura, económicos, de mercado, legales, ambientales, sociales y gubernamentales (Comisión Colombiana de Recursos y Reservas Minerales, Agencia Nacional de Minería, Estándar colombiano de recursos y reservas minerales, 2018).

Una vez se establece que el proyecto minero continuará, se inicia la etapa de construcción y montaje, en la que,

Figura 5.1. Etapas de un proyecto minero



como su nombre lo dice, se instalan y realizan las obras y accesos necesarios para ejecutar la etapa de explotación del mineral. Esta etapa comprende tres tipos de labores: desarrollo, preparación y operación. Lo ideal es que las tres se ejecuten en todo proyecto minero, pues es fundamental determinar si se cuenta con recursos y reservas mineras en las fases de exploración, prefactibilidad y factibilidad, en las que se establece la viabilidad de continuar con el desarrollo del negocio minero.

A continuación se describen detalladamente las etapas de un proyecto minero (MinMinas, 2015):

Prospección. Consiste en localizar variaciones anormales de concentración de uno o más elementos en un área de la corteza terrestre, donde pueda existir un depósito mineral.

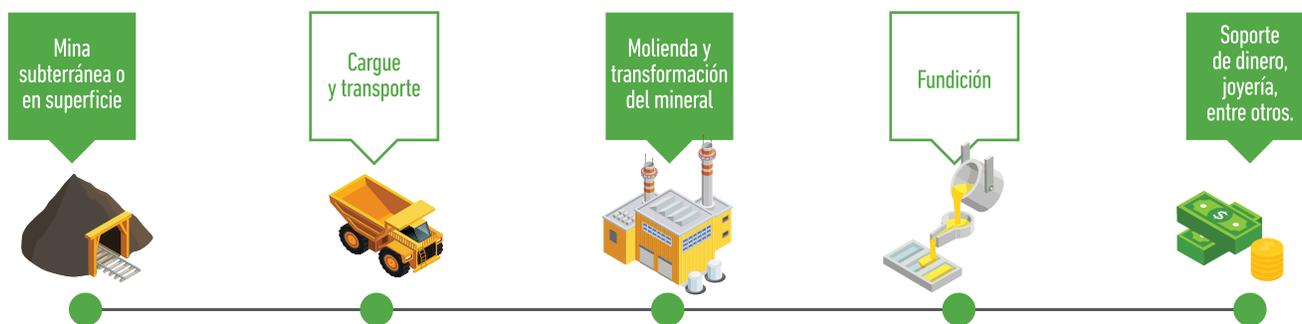
Exploración. Consiste en lograr un conocimiento detallado del depósito mineral descubierto en la etapa de prospección, que permita plantear un modelo geológico y de recursos del yacimiento y conduzca al estudio de prefactibilidad, en el que se definirá la continuidad del proyecto.

Evaluación del proyecto. En esta etapa se adelanta el estudio de factibilidad del proyecto. Se consideran la evaluación económica, los costos, inversiones, análisis de reservas, trámites legales, sociales, mineros, y ambientales, así como el planeamiento minero.

Construcción y desarrollo. Comprende el conjunto de actividades que permiten el acceso al yacimiento y el establecimiento de la infraestructura para emprender el proyecto. Incluye la adquisición de permisos para iniciar la explotación, el diseño y planeamiento detallado de la explotación, además de trabajos previos que se realizan para llegar a la mina, y que comprenden apertura de vías de acceso y la instalación de servicios sanitarios, eléctricos, agua, campamentos, montajes mineros, patio de relaves y planta piloto de beneficio.

Desarrollo de minería subterránea. Es una etapa intermedia entre la exploración y la extracción propiamente dicha, y comprende las labores mineras encaminadas a crear los accesos y vías internas dentro del depósito con el fin de preparar la extracción y el transporte del mineral. Los desarrollos pueden ser productivo o improductivo. Se estima que el desarrollo es improductivo cuando el avance se realiza en estéril (cruzadas y vías), mientras que se conoce como desarrollo productivo cuando el avance se realiza con extracción de mineral (construcción de guías).

Figura 5.2. Proceso minero



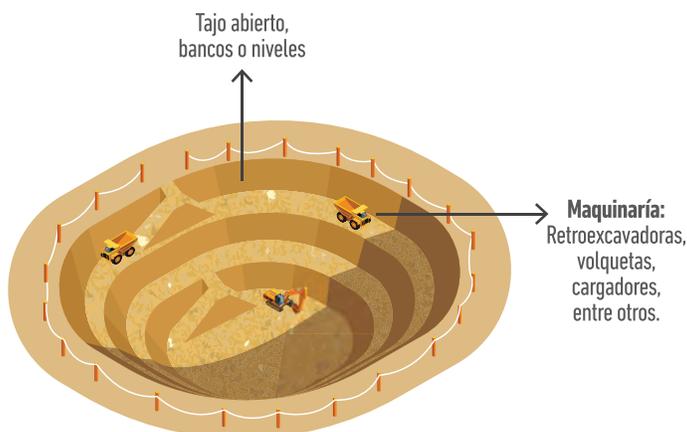
Explotación. Es el proceso de extracción y procesamiento de los minerales, así como la actividad orientada a la preparación y el desarrollo de las áreas que abarca el depósito mineral. También comprende la aplicación de un conjunto de técnicas y normas geológico-mineras y ambientales para extraer un mineral o depósito de carácter económico, con miras a transformarlo y comercializarlo. La explotación comprende dos etapas consecutivas (figura 5.2):

- **Preparación.** Son las labores mineras que se llevan a cabo para facilitar la explotación apropiada del yacimiento o depósito, una vez se ha completado la exploración minera y se ha logrado el acceso y el desarrollo tanto el rumbo como el buzamiento. Las labores de preparación se realizan en su mayoría dentro del yacimiento, e incluyen inclinados y tambores, subniveles, sobreguías y algunas cruzadas.
- **Producción.** Durante esta fase se extraen y procesan los materiales de interés económico, se readecuan los terrenos intervenidos y se desarrolla la mina. Se ejecutan actividades y ciclos que permiten que la mina permanezca en operación y producción. Estas son operaciones unitarias ejecutadas para desprender el material, cargarlo y transportarlo, denominadas, respectivamente, *arranque*, *cargue* y *transporte*.

Beneficio. Conjunto de operaciones desarrolladas en el tratamiento de minerales, que permiten separar los componentes valiosos de los constituyentes no deseados (ganga). Puede realizarse por medios físicos o mecánicos.

Cierre y abandono. Finalización de la explotación, eliminación de montajes y de infraestructura. El abandono tiene varias fases: fase del ciclo minero en la que tiene lugar la disminución gradual de la producción, ejecución del plan de cierre de la mina y la fase de ejecución del plan de restauración geomorfológica y ambiental del área intervenida, para finalmente organizar el retiro de equipos e infraestructura.

Figura 5.3. Mina a cielo abierto



5.1.1.1. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

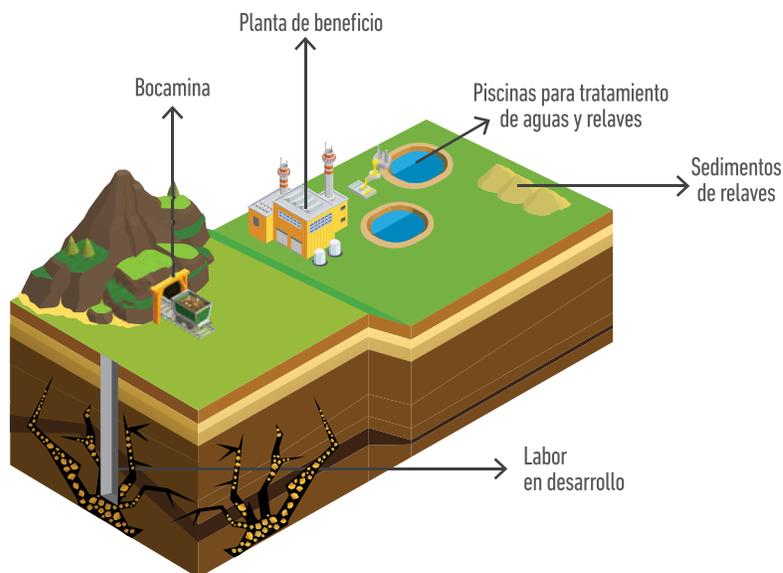
Los métodos de explotación se definen como una forma geométrica usada para explotar un yacimiento determinado. Es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo. Los métodos de explotación adoptados dependen de varios factores, principalmente, calidad, cantidad, tamaño, forma y profundidad del depósito, además de accesibilidad y capital disponible (Minminas, 2015).

El método de explotación más viable será el que permita mayor recuperación de la inversión. Un factor adicional es que se adapte mejor a las condiciones geológicas y geométricas del yacimiento. Se debe tener en cuenta la estabilidad de las rocas, el rumbo y buzamiento de la veta y de la roca de caja, el grosor de las vetas, y, además, el método debe permitir buenas condiciones de seguridad minera para los trabajadores. Asimismo, se deberá definir si la explotación se realiza a cielo abierto o en subterráneo.

La minería a cielo abierto comprende las actividades y operaciones mineras desarrolladas en superficie para extracción del mineral.

La minería subterránea comprende las actividades y operaciones mineras desarrolladas bajo tierra (figura 5.4).

Figura 5.4. Mina subterránea



Algunos métodos de explotación subterráneos son los siguientes:

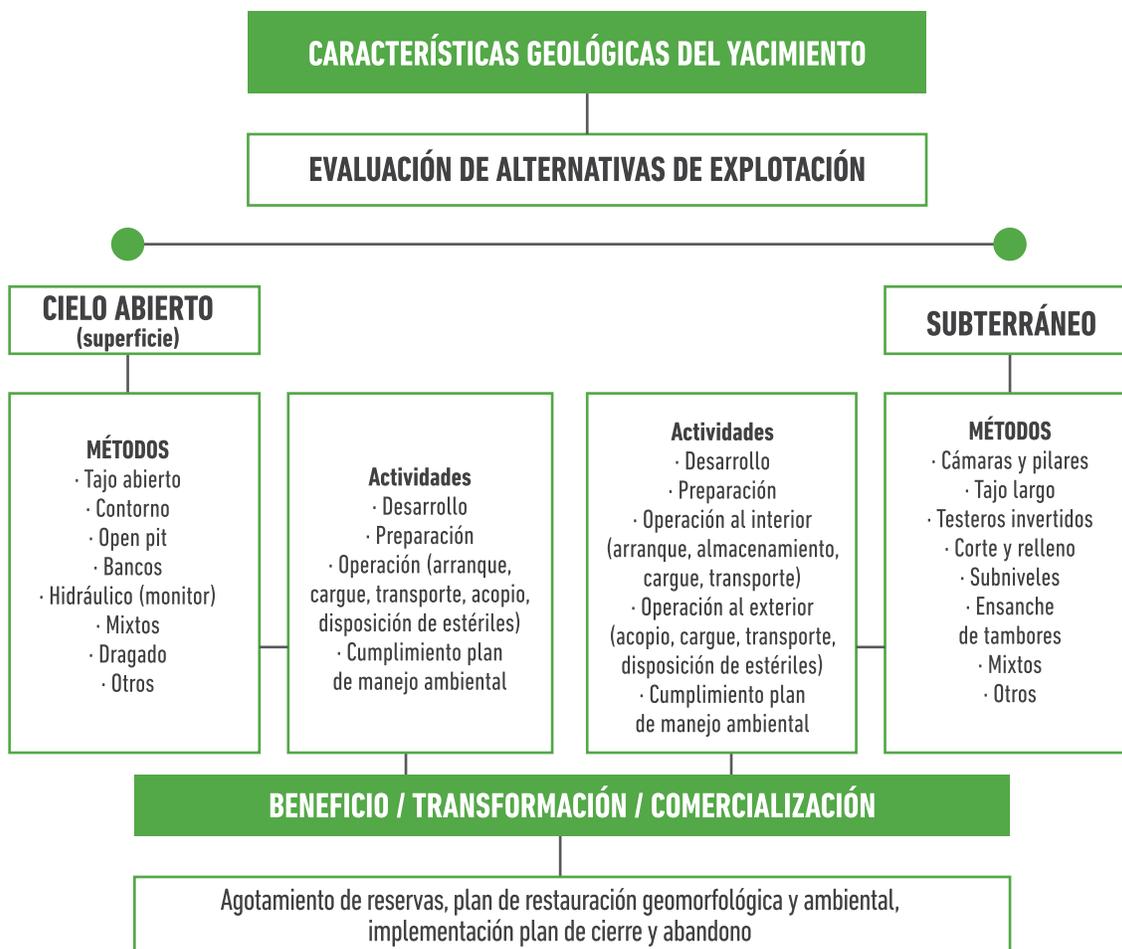
Cámaras y pilares

En este sistema se construye una serie de aberturas de desarrollo horizontal o subhorizontal, con conexiones entre estas a intervalos regulares o irregulares, creando un patrón de cámaras y pilares. Los pilares de mineral se dejan para apoyar la roca que los recubre, pero en algunas minas, una vez que la minería ha alcanzado el límite del depósito, algunos o todos los pilares pueden retirarse para recuperarlos (Clark, Hustrulid y Mero, 2017) (figura 5.6. y 5.7.).

Corte y relleno

Este método consiste en arrancar el mineral por franjas horizontales y verticales. Una vez extraída una franja, se rellena con material estéril, que sirve de piso de trabajo a los obreros y permite sostener las paredes de la cámara y, en algunos casos especiales, el techo.

Figura 5.5. Sistema y métodos de explotación



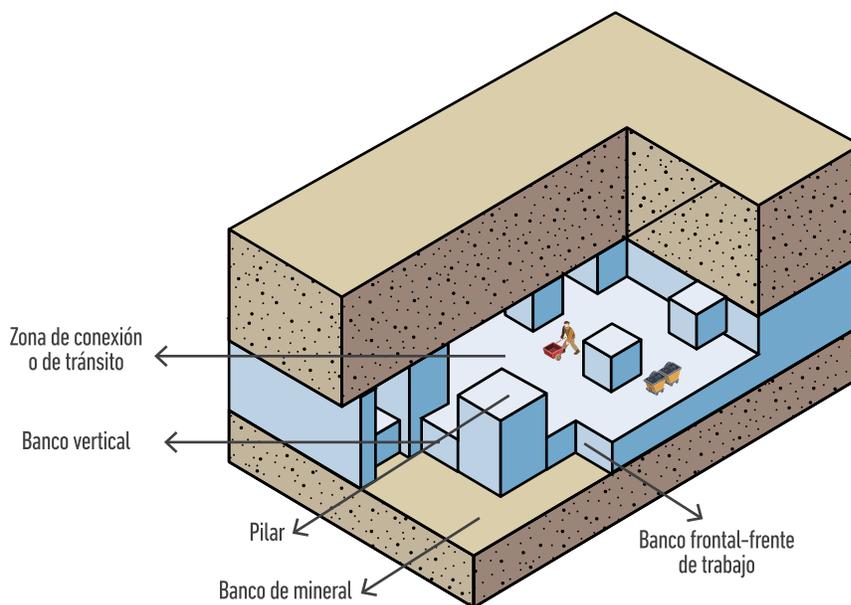
Fuente: Modificado a partir de la *Guía minero ambiental de explotación* (MinMinas, 2001)

Este sistema se puede adaptar a muchas formas diferentes de cuerpos de mineral y condiciones de terreno. Así como la minería de cámaras y pilares, es el método subterráneo más flexible.

En corte y relleno vertical, que es la variación más común, la minería comienza en el nivel inferior y funciona hacia arriba.

En esta técnica, el mineral se excava en rodajas horizontales, después de lo cual la pendiente (espacio minado) se llena con roca de desecho y cemento (llamado relleno). Este relleno ayuda a soportar la roca que lo recubre y evita que se derrumbe, lo que garantiza la seguridad de los mineros y el equipo, además de permitir una ventilación adecuada. También ayuda a proporcionar una superficie de trabajo para que los mineros excaven secciones más altas del depósito de mineral (Sciencestruck, 2018).

Figura 5.6. Método de explotación por cámaras y pilares en yacimientos horizontales



Fuente: Modificado a partir Darling Peter, SME (2011)

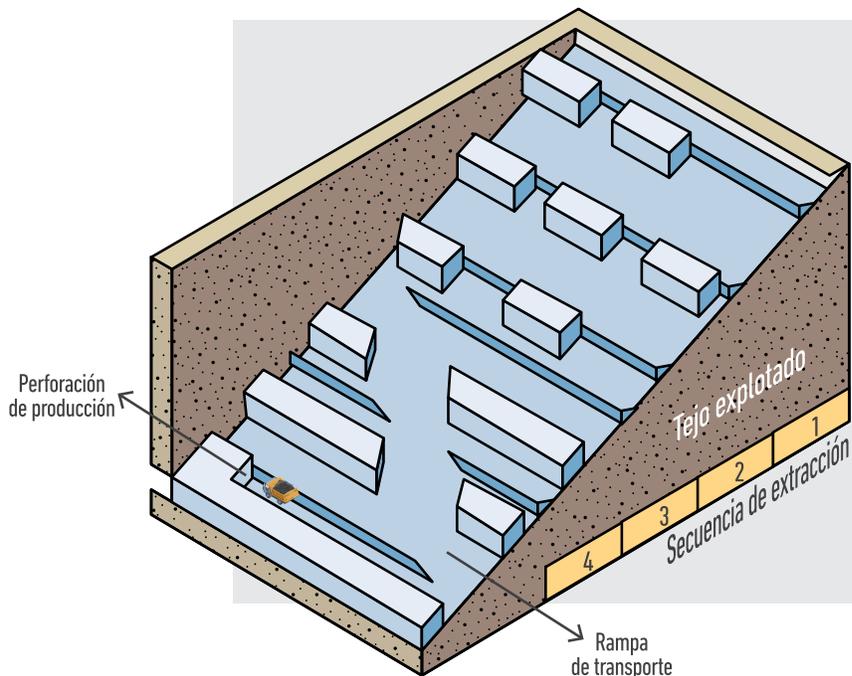
Usos de esta técnica:

- Depósitos masivos y verticales de mineral
- Depósitos con pendientes pronunciadas (ángulo con horizontal) y buena estabilidad
- Minerales de metales de alta ley, como oro, hierro, plata y cobre
- Cuerpos de mineral de forma irregular

Entre las variaciones está el corte y relleno descendente, en el que el trabajo avanza desde la parte superior hacia abajo. En este caso se debe agregar cemento al relleno para formar un techo resistente bajo el cual trabajar. En la figura 5.8 se ilustra la minería de corte y relleno en forma escalonada con acceso provisto por una rampa o túnel. La minería avanza hacia arriba.

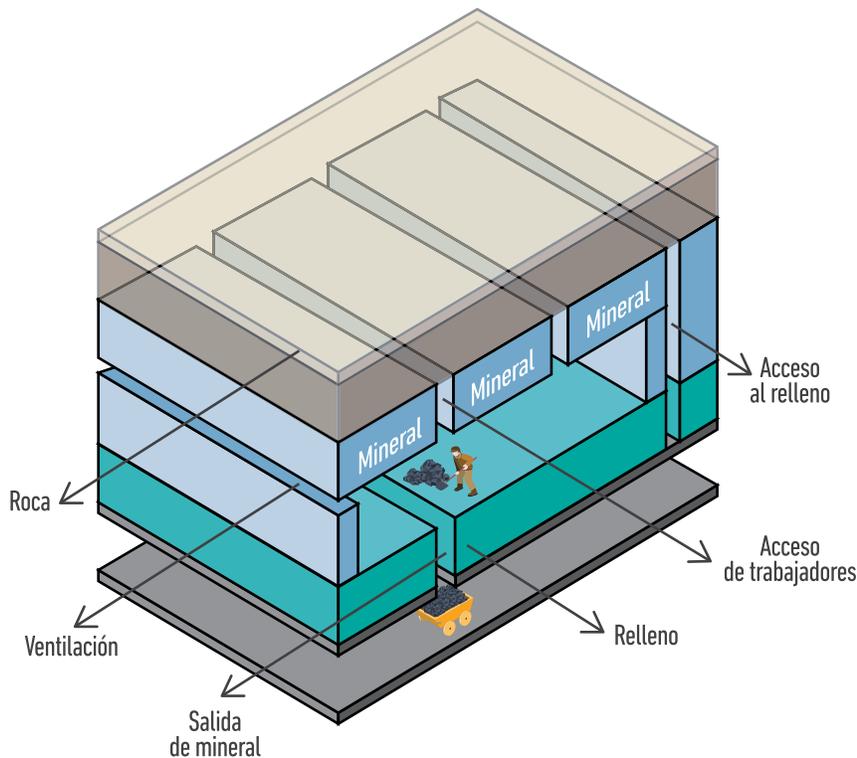
Cuando las condiciones del terreno lo permiten, es posible utilizar una combinación de minería de corte y relleno, con subniveles o cámaras y pilares.

Figura 5.7. Método de explotación por cámaras y pilares en yacimientos inclinados



Fuente: Modificado a partir de Darling Peter, SME (2011)

Figura 5.8. Método de explotación de corte y relleno



Fuente: Modificado a partir de Sciencestruck, 2018

Cámaras con sostenimiento en cuadros

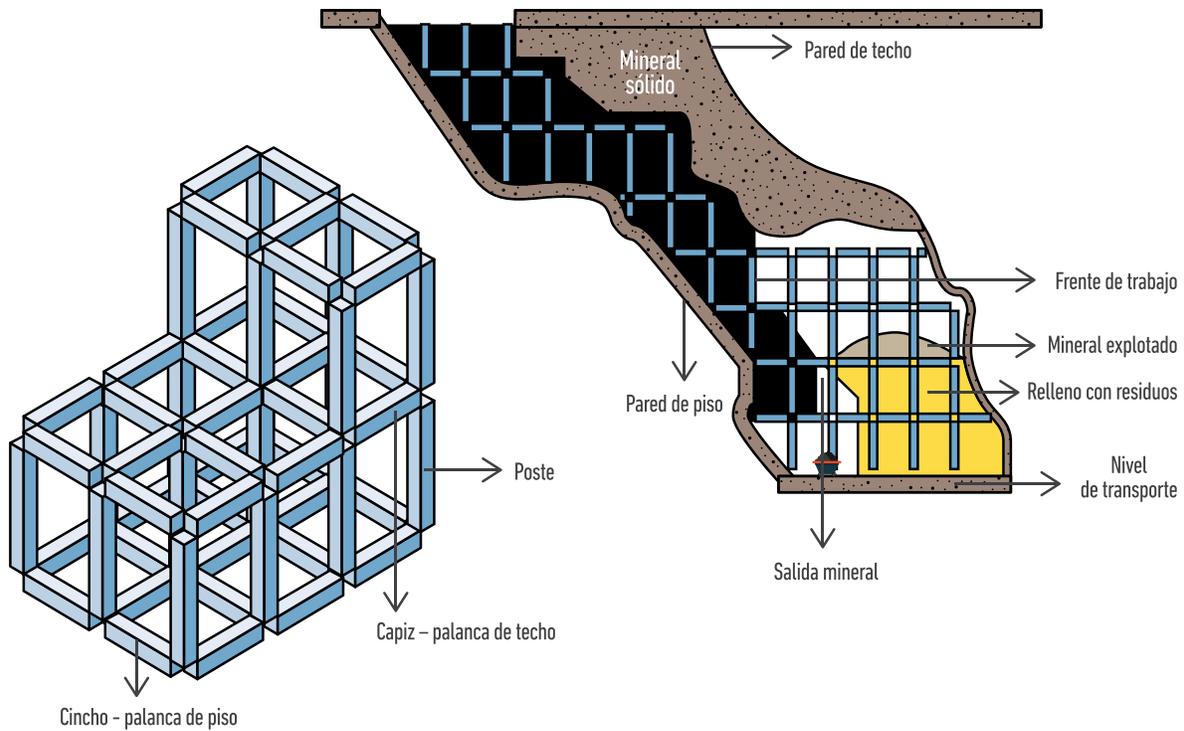
Este es un método en el que las paredes y la parte posterior de la excavación están soportadas por un sistema de enclavamientos de madera enmarcados (conjunto de cuadros de madera). El conjunto de estos cuadros consiste en un poste vertical y dos miembros horizontales establecidos en ángulos mutuamente rectos. El proceso de extracción es lento y solo se saca suficiente mineral para proporcionar espacio para la instalación de cada conjunto sucesivo de madera. Las cámaras generalmente se extraen en pisos o paneles horizontales, y los conjuntos de cuadros de sostenimiento de cada piso sucesivo se enmarcan en la parte superior del piso anterior (metallurgist, 2017) (figura 5.9).

Extracción selectiva (resuing)

Es un método de minería utilizado en vetas estrechas, en el que la pared de roca adyacente a la vena se

elimina cortando o excavando en pasos o por capas, lo que permite extraer el mineral en una condición más limpia.

Figura 5.9. Método de explotación de cámara con sostenimiento en cuadros



Fuente: Modificado a partir de metallurgist, 2017

En este método de explotación, la roca de la pared o caja situada al lado de la vena se retira antes de que se extraiga el mineral, o viceversa. Este método es empleado en vetas estrechas, de menos de 30 pulgadas (76 cm), y produce un mineral más limpio que cuando se rompen la pared y el mineral juntos (Tuck Michel, 2008).

Subniveles (*sublevel stoping*)

Es un método de explotación con el que se extrae el mineral mediante tambores verticales, generando una excavación de grandes dimensiones denominada cámara. El mineral arrancado se recolecta en embudos o teclas en la base del nivel de la guía de explotación.

Este método se emplea en yacimientos tabulares de forma vertical o inclinada. Algunos parámetros que deben tenerse en cuenta para utilizar este método de explotación son los siguientes (figura 5.10):

- **Forma.** La forma del cuerpo mineralizado debe ser tabular y regular.
- **Buzamiento (dip).** Debe ser mayor que el ángulo de reposo del material quebrado (mayor de 50°).
- **Geotecnia.** La resistencia de la roca mineralizada debe ser entre moderada y competente, y la roca de caja debe ser competente.

Figura 5.10. Método por subniveles

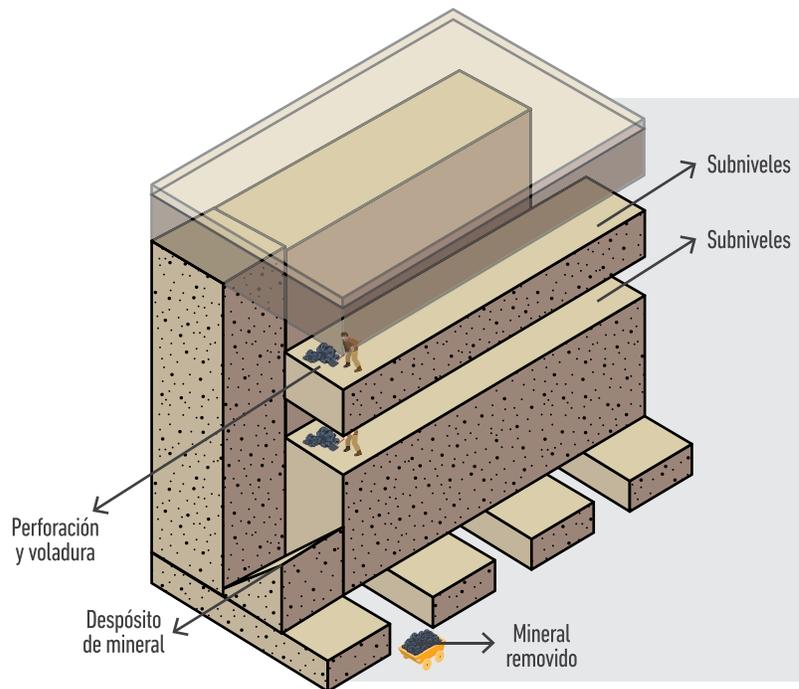


Figura 5.10. Método por subniveles. Fuente: Modificado a partir de Sciencestruck (2018).

- **Tamaño de pilares.** Las características del mineral determinan el tamaño de los pilares y bloques, estructuras, calidad del macizo rocoso y condiciones operacionales.
- **Selectividad.** La selectividad del método está limitada por zonas con material estéril, que pueden ser incorporadas como pilares.

Para desarrollar el método por subniveles se debe contar con lo siguiente:

- Un nivel base o galería de transporte y puntos de descargue o teclas de extracción.
- Zanjas recolectoras de mineral que abarcan toda la extensión del nivel de producción.
- Galerías o subniveles de trabajo localizados en altura conforme a la geometría del depósito.
- Una galería de acceso a los subniveles de trabajo.
- Este método permite tener distintos niveles de trabajo conectados a través de una rampa.
- Este método se puede utilizar tanto en vetas angostas como en yacimientos masivos utilizando pilares como soporte.
- Se requiere una labor vertical —tambor o chimenea— para iniciar los trabajos de extracción.
- La extracción se puede hacer de manera ascendente o descendente.
- El método puede presentar variaciones para ajustarse a las condiciones de la mineralización. Por ejemplo, subniveles en retirada. Se requiere un solo nivel para llevar a cabo las actividades de producción. La extracción se realiza en un solo sentido.

Método de tambores paralelos

- Se utiliza en mineralizaciones con inclinaciones superiores a los 35°
- Dependiendo de la dureza de los respaldos, se define si se requiere sostenimiento. Cuando los respaldos son inconsistentes, se utiliza sostenimiento con cuadros.
- Los tambores avanzan por el filón siguiendo el buzamiento.
- Se construye un tambor para transportar el material y otro para transportar el personal.
- Se avanza en ascenso, con frentes cortos, y se van formando cámaras, cuando los respaldos son competentes. El avance se realiza descendentemente y en frentes cortos cuando el buzamiento es fuerte (80°-90°). (Ministerio de Minas y Energía, 1988).

Tajos largos diagonales con testeros o frentes cortos y relleno al piso

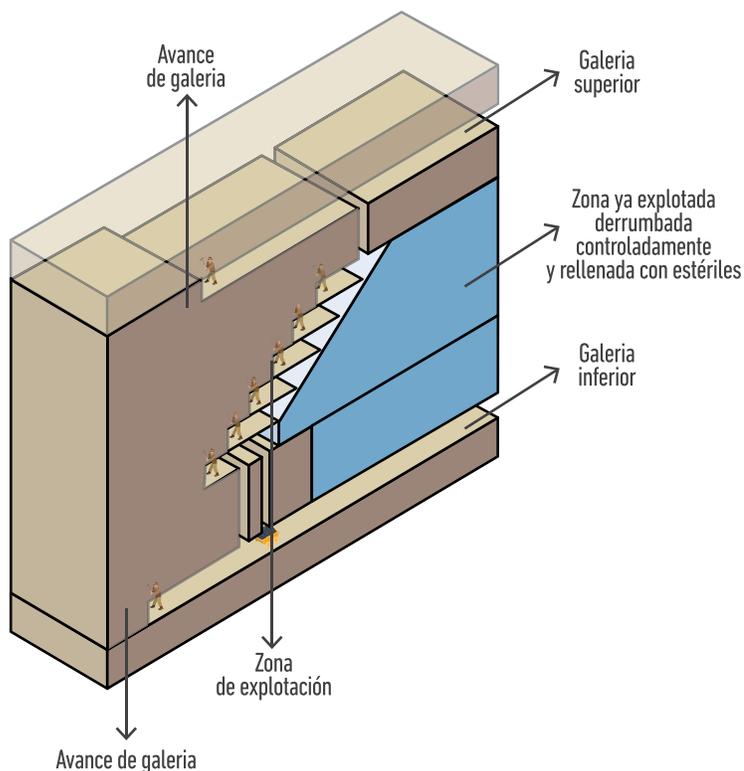
Este método de explotación es utilizado en yacimientos con fuerte buzamiento, que obliga a realizar niveles de trabajo. Se parte de la galería superior o inferior y se abre un frente de trabajo que se va ensanchando formando bloques escalonados que van progresando a medida que avanza la explotación.

El material explotado va cayendo por gravedad hasta la galería inferior de transporte. En vetas muy angostas requiere proceso de selección final para reducir la dilución de mineral.

Este método es empleado en filones con fuerte buzamiento y pequeña competencia, en yacimientos de pendiente fuerte, principalmente mayores de 60°.

Los escalones son frentes cortos de explotación. En cada uno se ubica un trabajador que se sostiene en un planchón o soporte bajo el techo del mineral que se va a arrancar. Se puede emplear relleno para controlar los vacíos (Ministerio de Minas y Energía, 1988).

Figura 5.11. Método de explotación por testeros invertidos



Fuente: Modificado de Monsacro (2006)

Se inicia en una galería inferior o superior y se abre un frente de trabajo que se va ensanchando y formando bloques escalonados. El descargue se realiza por gravedad hasta la galería inferior (Métodos de explotación minera, vetas y aluvión, Ministerio de Minas y Energía, 1988) (figura 5.11).

5.1.2. MÉTODOS DE ARRANQUE

Esta operación corresponde a la fragmentación del macizo rocoso hasta llevarlo a un tamaño que permita su manipulación para transportarlo a la planta de beneficio. El arranque puede ser realizado con métodos mecánicos (forma continua y discontinua) y también por medio de la perforación con sustancias explosivas (forma discontinua) (*Glosario minero*, MinMinas, 2015).

Arranque con máquina. Consiste en desprender el mineral del frente de explotación con una máquina o equipo. Este arranque funciona en donde la resistencia de la roca es de media a baja, o en rocas que tienen una alta resistencia, pero antes han sido fracturadas con voladura.

Arranque continuo. Se realiza por medio de la interacción mecánica de una herramienta, máquina o pieza sobre la roca para superar su resistencia y cohesión. Permite una extracción y un transporte continuos. Entre las máquinas utilizadas figuran la rozadora, rotopalas, minadores y dragas.

Arranque discontinuo. En este tipo de arranque hay unos procedimientos cíclicos e iterativos en que las técnicas más comunes son las siguientes: aplicaciones mecánicas, eléctricas, la energía química (explosivos) o la energía hidráulica.

Arranque mecánico. En este tipo de arranque se usan máquinas que utilizan los impactos, el rozado, la fuerza hidráulica, el rípiado o la excavación para desprender el mineral. Se usan máquinas de impacto tales como los martillos hidráulico, eléctrico y neumático, o herramientas manuales. El arranque manual con picos, cinceles y mazos se realiza principalmente para extraer minerales blandos o de textura media. El arranque con martillo picador se realiza con aire comprimido, y es empleado en rocas de dureza media. El arranque con explosivos se utiliza para fragmentar rocas duras y se complementa con martillo picador o martillo manual. En la figura 5.12 se observan las herramientas utilizadas (Sena, 2001).

Figura 5.12. Arranque manual y herramientas



5.1.3. TIPOS DE SOSTENIMIENTO

Toda excavación subterránea genera presiones a su alrededor que son causadas por el propio peso de las rocas que se encuentran por encima y los lados del túnel, y la redistribución de esfuerzos, producto del espacio generado. Ver figura 5.13.

Para garantizar la seguridad de la labor minera es necesario determinar si se necesita implementar un método de sostenimiento de la roca que se está trabajando. Las características de la roca se determinan mediante estudios geológicos y geotécnicos detallados que permiten saber si esta es estable o inestable (ARL Positiva, 2017).

Tipos de sostenimiento utilizados en minería subterránea:

Sostenimiento natural. Se utiliza en rocas fuertes, estables, resistentes, donde la roca soporta resistencia a la compresión y a la tensión. El techo y el piso deben ser competentes. Para el sostenimiento natural también se utilizan soportes de material de la misma mina, como son machones y pilares, que se conforman con el mineral y soportan las presiones de la excavación.

Sostenimiento artificial. Se utiliza cuando la roca que se trabaja presenta fallas estructurales, diaclasamientos,

Figura 5.13. Presiones en una explotación minera

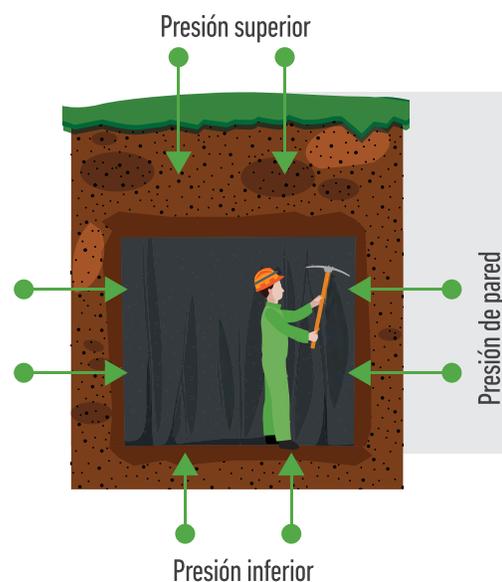


Figura 5.14. Tipos de sostenimiento



y cuando por sus condiciones naturales no presenta suficiente competencia para sostenerse de modo natural. Por lo tanto, para garantizar la seguridad de la explotación y del personal se requiere implementar el sostenimiento artificial. Entre los métodos artificiales se encuentran la entibación con madera con puertas de madera, como la alemana, medias puertas, canastas y cuadros. En las construcciones y explotaciones de mayor avance tecnológico se utilizan arcos de acero y pernos de anclaje. Ver figura 5.14.

El explotador minero debe garantizar que el área de las labores definidas para el transporte sea suficientemente amplia, de tal forma que los equipos utilizados puedan circular sin tocar los respaldos (paredes), ni el techo para no alterar el sostenimiento en las labores.

Área mínima de excavación minera

El área mínima libre de una excavación minera debe ser de 3 m², con una altura mínima de 1,80 m (Minminas y Energía, 2015. Decreto 1886) (figura 5.14).

El análisis de la mecánica de las rocas y sus estructuras geológicas, fallas, diaclasamiento, dureza y resistencia es de gran importancia para definir el sostenimiento que debe implementarse en la labor minera. Para esto es importante realizar análisis de laboratorio con el propósito de establecer la resistencia a la compresión y tensión de la roca de caja y de los respaldos. De manera inicial y preliminar se pueden identificar en terreno características de resistencia de la roca con las clases de roca, según Hoek y Brown (2007), que se presentan en la siguiente tabla 3, sin dejar de lado los estudios estructurales, geológicos y análisis de laboratorio.

Figura 5.15. Estimación en terreno de la resistencia en compresión uniaxial. Clases según Hoek y Brown

CLASE	CLASIFICACIÓN DE ROCA SEGÚN RESISTENCIA	RESISTENCIA UNIAXIAL (MPa)	ÍNDIC DE CARGA PUNTUAL (MPa)	ESTIMACIÓN EN TERRENO DE LA RESISTENCIA	EJEMPLOS DE ROCA
R6 (A)	Extremadamente resistente	> 250	> 10	Golpes de martillo geológico sólo causan descostramientos superficiales de la roca.	Basalto fresco, chert, diabasa, gneiss, granito, cuarcita.
R5	Muy resistente	100 - 250	4 - 10	Un trozo de roca requiere varios golpes de martillo geológico para fracturarse.	Anfibolita, arenisca, basalto, gabro, gneiss, granodiorita, caliza, mármol, riolita, toba.
R4	Resistente	50 - 100	2 - 4	Un trozo de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse.	Caliza, mármol, filitas, arenisca, esquistos, pizarras.
R3	Moderadamente resistente	25 - 50	1 - 2	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe del martillo geológico, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.	Arcillolita, carbón, concreto, esquistos, pizarra, limolitas.
R2	Débil	5 - 25	(B)	Un golpe con la punta del martillo geológico de una indentación superficial, La roca puede ser descostrada un cortaplumas pero con dificultad.	Creta, sal mineral, potasio.
R1	Muy débil	1 - 5		La roca se disgrega al ser golpeada con la punta del martillo geológico. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas.	Roca muy alterada o muy meteorizada.
R0	Extremadamente débil	0.25 - 1		La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.	Salbanda arcillosa dura.

A. Clase según Brown. B. Para rocas con una resistencia en compresión menor que 25 Mpa los resultados del ensayo de carga puntual son poco confiables. C. Esta caracterización no exige los análisis de laboratorio y estudios geomecánicos de las rocas para definir su geomecánica y planes de sostenimiento.

5.1.4. TIPOS DE VENTILACIÓN

El caudal de aire es la cantidad de aire que ingresa a la mina y que sirve para ventilar las labores mineras subterráneas con el objeto de garantizarle la cantidad necesaria de oxígeno al personal que se encuentra en el interior de la mina.

La ventilación de una mina consiste en el proceso de hacer pasar un flujo considerable de aire, estableciendo un circuito para la circulación del mismo a lo largo de todas las labores, para crear unas condiciones óptimas, de modo que los trabajadores se encuentren en una atmósfera agradable, limpia y sin gases.

La ventilación natural: consiste en el paso natural de aire por las labores mineras. Para que el circuito de aire se dé es necesario contar con dos accesos para la entrada y salida de aire, que deben tener diferencia de cota o nivel. La diferencia de temperatura y presión barométrica genera una diferencia de peso específico entre el aire saliente y el entrante, que hace que se genere el circuito de ventilación natural.

La mayoría de las minas suelen utilizar el sistema de ventilación natural; sin embargo, el artículo 40 del Decreto 1886 de 2015 establece que toda “toda labor subterránea debe contar con un circuito de ventilación forzada”, ver figuras 5.16 y 5.17.

Ventilación Artificial: Corresponde al caudal de aire que ingresa en la mina y que se produce como resultado de un efecto mecánico o ventilador.

Hay diversos sistemas de ventilación:

Sistema soplante o impelente. El caudal de aire es impulsado por un ventilador hacia el interior de la mina. Para conducir el aire se utilizan mangueras o mangas de plástico o de materiales flexibles.

Sistema aspirante. El aire fresco ingresa al frente por la galería, y el contaminado es extraído por mangueras de plástico (mangas) o conductos conectados al ventilador aspirante. Las mangueras o mangas deben tener un anillado en espiral rígido para soportar la succión de aire.

Sistema combinado, aspirante-soplante (impelente). Emplea dos tendidos de mangueras de plástico (mangas) o conductos: uno para extraer aire y el segundo para impulsar aire limpio al frente en avance (ARL Positiva, 2017).

Figura 5.16. Gases contaminantes de la mina

<p>Las impurezas que contiene el aire de mina provienen de:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Humos y gases de voladura - Gases de las mismas formaciones geológicas - Polvo de las labores mineras.
<p>Los principales contaminantes de la atmosfera minera son:</p> <ul style="list-style-type: none"> - CO: Monóxido de carbono - CO₂: Gas Carbónico - CH₄: Metano - H₂S: Acido Sulfúrico - NO-NO₂ : Gases Nitrosos - SO₂: Anhídrido Sulfuroso - Polvos de roca
<p>Clasificación de gases:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Gases Asfixiantes: son sustancias que evitan que el oxígeno llegue a las células del organismo, si se encuentra en concentraciones suficientes para desplazar la proporción esencial de oxígeno del aire. - Gases Tóxicos: producen interacciones en el organismo vivo, pudiendo provocar la muerte a determinadas concentraciones. - Gases explosivos: son inflamables, prenden fácilmente en presencia del aire o de un oxidante O₂, producen intoxicación, envenenamiento, destrucción de tejidos.

Figura 5.17. Valores límites permisibles para gases contaminantes

CLASIFICACIÓN	GASES	FÓRMULA	TLV-TWA (ppm)	TLV-STEL (ppm)
Sofocante-venenoso	Dióxido de carbono	CO ₂	5.000	30.000
Asfixiante-venenoso Explosivo	Monóxido de carbono	CO	25	-
Explosivo Venenoso Olor a huevo podrido	Acido Sulfhidrico	H ₂ S	1	5
Asfixiante inflamable	Anhidrido sulfuroso	SO ₂	-	0.25
Asfixiante	Oxido Nitrico	NO	25	-
Asfixiante	Dioxido de Nitrogeno	NO ₂	0.2	-
Explosivo sofocante	Metano	CH ₄	-	-
Soporte de la combustión	Oxígeno	O ₂	El volumen mínimo de oxígeno para trabajar en una labor bajo tierra es de 19.5% y máximo de 23.5%.	

VLP-TWA: Corresponde al valor límite permisible de tiempo promedio ponderado para una jornada de 8 horas diarias y 40 horas a la semana de trabajo. **VLP-STEL:** Valor límite permisible para un corto tiempo de exposición, el cual no debe exceder de 15 minutos; debe existir por lo menos un lapso de 60 minutos entre dos exposiciones sucesivas a este nivel y no mas de 4 veces en la jornada de trabajo.

Para garantizar la seguridad del personal que trabaja en la mina es necesario controlar los aspectos contaminantes y explosivos, como las partículas de polvo y los gases. En las siguientes tablas se caracterizan los principales aspectos que deben controlarse en lo referente a la atmósfera de la mina. Los valores límites permisibles (VLP) para gases contaminantes se presentan en la figura 5.17.

Figura 5.18. Concentraciones máximas de metano (CH₄)

LABOR SUBTERRÁNEA	PORCENTAJE (%) MÁXIMO PERMISIBLE DE METANO (CH ₄)	PORCENTAJE (%) LEL
En labores o frentes de explotación o avance	1.0	20%
En los retornos principales de aire	1.0	20%
En el retorno de aire de los tajos	1.5	30%
En el retorno de aire de los frentes de preparación y desarrollo	1.5	30%

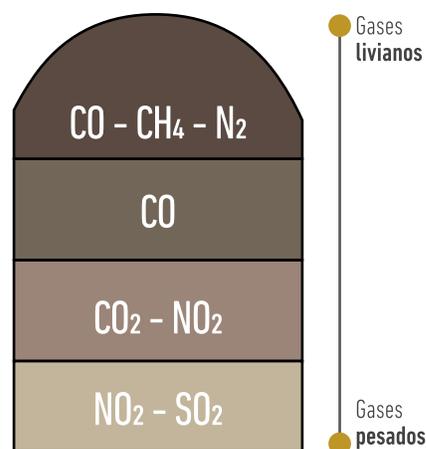
Las concentraciones máximas de metano (CH₄) permitidas, y a partir de las que se deben suspender los trabajos y evacuar el personal de manera inmediata hasta que se haya diluido el metano por debajo de los límites máximos permisibles establecidos, se presentan en la figura 5.19

Porcentaje LEL: El límite inferior de explosión (LEL) corresponde a la concentración en volumen (%) de una mezcla de gas combustible y aire que puede inflamarse y ocasionar explosión.

Fuente: MinMinas, 2015

Los límites máximos permisibles establecidos, se presentan en la figura 5.19

Figura 5.19. Ubicación de gases contaminantes en la mina



5.1.5. CARGA Y TRANSPORTE DE MINERAL

En las minas, después de haber arrancado el mineral y el material estéril, hay que cargarlo en un medio de transporte por medios manuales, con palas y carretillas, baldes o katangas (amarre para cargar en la espalda del minero el mineral en baldes o costales) o por medios mecanizados, con palas neumáticas o mecánicas, cargadores para minería subterránea, winche minero, pancer o transportador blindado, bandas transportadores, malacates o locomotoras con vagones, para trasladarlo hasta la superficie, al patio de acopio o a la planta de beneficio.

5.2. ESTUDIO DE EXPLOTACIONES MINERAS DEL DISTRITO MINERO DE SAN MARTÍN DE LOBA

En este capítulo se presentan los resultados de las visitas a minas del sur del departamento de Bolívar, en la zona minera de los municipios de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio.

Como consideraciones técnicas para el desarrollo de buenas prácticas de la minería en el distrito, en el numeral 5.2.1 se detallan conceptos para comprender mejor el análisis que se realiza.

5.2.1. METODOLOGÍA DE TRABAJO

La actividad minera se caracteriza principalmente la explotación de oro de veta.

En este capítulo se identificaron algunas minas subterráneas del municipio, las cuales se visitaron detallando características mineras de su explotación y posteriormente se establecen consideraciones para implementar buenas prácticas mineras para el mejoramiento de la producción del oro.

El análisis minero se fundamenta en las siguientes actividades:

- Revisión de antecedentes mineros del departamento de Bolívar, como estadísticas de la Agencia Nacional de Minería, informes y estudios geológicos de la región.
- Preparación del formulario de recolección de información de campo en los aspectos mineros.
- Reconocimiento cartográfico de la zona, topografía, geología y localización de las minas que se visitarían.
- Contacto telefónico con representantes de la actividad minera en el sur de Bolívar, región las Lobas (San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio), con la Secretaría de Minas del departamento de Bolívar y las Umatas de las alcaldías municipales.
- Planeación de las actividades de campo.

- En la zona se identificaron las minas que se podían visitar para desarrollar los temas mineros. En la selección de las minas se tuvieron en cuenta los temas de seguridad, facilidades de acceso y cronograma de trabajo.
- Socialización con los mineros de las actividades que se desarrollarían.
- En las minas que fueron seleccionadas se realizó un recorrido técnico por día con un equipo técnico conformado por un ingeniero de minas, un geólogo y una persona que tuviera buen conocimiento de las actividades que se desarrollan en la mina, delegada por la misma mina.
- Georreferenciación de minas.
- La información recopilada corresponde a la captación de información visual y escrita levantada en campo y a un formato tipo encuesta diligenciado por las personas que acompañaron al ingeniero y el geólogo en el recorrido de la visita de la mina.
- En la elaboración del informe de descripción y análisis, el ingeniero de minas utilizó los datos de campo para describir, de cada proyecto de minería artesanal y de pequeña escala (MAPE), aspectos como el sistema y el método de explotación:
 - Método de arranque
 - Sostenimiento minero
 - Tipo de ventilación
 - Cargue y transporte de material
 - Aspectos ambientales mineros
- La información del capítulo geológico se incorporó en la descripción de las mineralizaciones y se utilizó para identificar de manera preliminar métodos de explotación que se pueden aplicar en las diferentes vetas.
- Se elaboraron consideraciones técnicas a manera de recomendaciones para mejorar las explotaciones y la seguridad del personal.

Para iniciar los trabajos de campo en las minas se realizó una socialización de los objetivos del proyecto con mineros de la zona y se estableció una programación de las actividades que realizarían los grupos de trabajo según la disponibilidad y el acceso a las minas. La programación se fue ajustando a las diversas condiciones que se presentaron.

Fotografía 5.1. Llegada del equipo técnico del SGC a la zona minera de San Martín de Loba



Se realizó el análisis minero en diez (10) minas artesanales y de pequeña escala de la región.

MAPE: La minería de oro artesanal y en pequeña escala (MAPE) es la extracción de oro realizada por mineros independientes o compañías pequeñas que cuentan con un capital de inversión y producción limitados. Normalmente es un sistema de producción descentralizado. Algunos gobiernos la definen por la magnitud de la mena procesada (p. ej., menos de 300 toneladas al día) y otros la definen por los métodos de extracción y procesamiento utilizados (p. ej., técnicas manuales o semimecanizadas). (Determinación del uso del mercurio en el sector de la minería de oro artesanal y en pequeña escala MAPE (ONU, 2017).

Para este capítulo se define como una mina artesanal aquella que se explota sin técnica minera específica o que combina las prácticas empíricas con algunas técnicas mineras, en la cual se han ido incorporando herramientas y equipos para lograr mayor productividad.

A partir de la información obtenida de esas minas se plantean consideraciones mineras que pueden servir en los procesos de planificación minera de las explotaciones.

En este estudio, las MAPE se clasificaron como minas artesanales o pequeñas explotaciones, según el avance minero, las herramientas y técnicas utilizadas, según estos criterios:

MAPE: Minería de oro artesanal y en pequeña escala. Es la producción de recursos minerales que contienen oro, realizada por individuos, grupos o comunidades que usan principalmente técnicas manuales y semimecanizadas.

Explotaciones pequeñas: Son extracciones en pequeña escala, sin técnica y de poca profundidad, que se realizan con herramientas e implementos simples de uso manual, accionados por la fuerza humana. En ellas, la cantidad de material extraído no sobrepasa en ningún caso las 250 toneladas anuales (MME, 2015).

En este capítulo se define como mina artesanal aquella que se explota sin técnica minera específica o que combina las prácticas empíricas con algunas técnicas mineras, en la cual se han ido incorporando herramientas y equipos para lograr mayor productividad.

“La minería de oro artesanal y en pequeña escala (MAPE) es la extracción de oro realizada por mineros independientes o compañías pequeñas que cuentan con un capital de inversión y de producción limitados. En general, para producir el oro, la mena se extrae de la tierra y se procesa por medio de muchas técnicas manuales o semimecanizadas, para luego convertirse en un bien de valor a través de la venta. La MAPE es distinta a la minería en gran escala (MGE), que produce oro en escala mayor y utiliza métodos de explotación y procesamiento totalmente mecanizados. Las MAPE suceden principalmente en zonas rurales de 81 países en desarrollo. Es un productor de oro importante y también el mayor empleador en la minería del, oro pues representa alrededor del 20% (400-600 t/año) de la producción mundial de oro (3.200 t/año) y emplea al 90% de los mineros de oro en el mundo. A nivel mundial, las MAPE pueden ser formales o informales, dependiendo de las leyes de cada país y de la capacidad de los mineros para cumplir estas leyes. Sin embargo, la MAPE es reconocida por muchos países y por instituciones mundiales de desarrollo internacional, tales como las Naciones Unidas y el Banco Mundial, como un mecanismo significativo de alivio de la pobreza y una oportunidad importante para el desarrollo. Los ingresos de las MAPE pueden ser de dos a diez veces mayores de los encontrados normalmente en economías agrarias” (ONU, O’neil y Telmer, 2017).

Fotografía 5.2. Rocas características de San Martín de Loba. La pintura representa las tamboras y la música típica de la región



Figura 5.20. Minas visitadas en el sur de Bolívar, región de las Lobas

MINA	PLANTA DE BENEFICIO	VEREDA	SECTOR O VEREDA
Yeyo y Old Parr	Planta de El Caño	San Martín de Loba	El Caño
El Prodigio	Planta La Chiva	San Martín de Loba	El Prodigio
El Marañón (La Vética)	Planta de Marañones	Barranco de Loba	Marañones
Nigua	Planta de Nigua	Barranco de Loba	Mina Nigua
El Fogaje	Planta de El Fogaje	Barranco de Loba	Pueblito Mejía
Curva	Planta de La Gloria	Barranco de Loba	Pueblito Mejía
Minerales Fuentes	Planta de Minerales Fuentes	Barranco de Loba	Santa Cruz
Pichón	Planta de Pichón	Tiquisio	Mina Seca
Yuca (sin muestra de veta)	Planta de Yuca	Norosí	Los Planos
Ancha	Planta de Ancha	Norosí	Buena Señá

5.2.2. CARACTERÍSTICAS DE EXPLOTACIONES MINERAS VISITADAS EN EL SUR DE BOLÍVAR, REGIÓN DE LAS LOBAS

Las siguientes fueron las minas de veta que fueron objeto de análisis desde el punto de vista minero:

5.2.2.1. MUNICIPIO DE SAN MARTIN DE LOBA

MAPE Yeyo y Old Parr, sector Mina El Caño, municipio San Martín de Loba

El sector Mina El Caño, también denominado Caño Viejo de Loba, finca Villa Farina, se localiza en el área rural aledaña a la cabecera municipal de San Martín de Loba. En la visita se identificaron otras inactivas de manera temporal y seis minas activas: El Caño, Coronado, Old Parr, Esperanza, Vega y Yeyo. Las labores allí desarrolladas se caracterizaban por contar con clavadas o tambores verticales para el acceso a la explotación y pequeñas galerías. Generalmente, las clavadas se desarrollan en la veta mineralizada (véanse la figuras 5.21 y la fotografía 5.3).

Figura 5.21. Características mineras de la mina Caño

VEREDA	Minas El Caño, Mina Yeyo y Old Par
SISTEMA	Subterráneo
MENA	Una vetilla de cuarzo-pirita de 0,25 a 0,50 m de ancho en dirección NEE a E-W buzamientos de 60° al sur
LABORES DE DESARROLLO	Vía de acceso por carretable en regular estado hasta la mina. El acceso al interior se realiza por clavadas o tambores verticales de 15 a 50 m de profundidad. Sección: 1,2 m * 1,4 m = 1,68 m ²
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Explotación en guía con arranque selectivo: primero el estéril, luego la veta, o viceversa
FORMA DE VENTILACIÓN	Natural y ventilador axial tipo búfalo, de dos caballos de fuerza, con mangas de 1,5 pulgadas
SOSTENIMIENTO	Cuadros de madera y forro con tablones en las clavadas, y sostenimiento natural
FORMA DE ARRANQUE	Arranque manual y con martillo perforador neumático con compresor neumático
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue manual en baldes y transporte con garrucha manual, y algunas con motor eléctrico
ASPECTOS AMBIENTALES MINEROS	Manejo de estériles
No DE PERSONAS VINCULADA A LA EXPLOTACIÓN	En cada mina artesanal laboran cinco mineros: tres en el frente de explotación, uno para cargue y otro que se ocupa de oficios varios
BENEFICIO	Proceso artesanal con molinos de bolas y molino californiano

Fotografía 5.3. A) Panorámica de labores mineras consecutivas. B) Estructura típica para acceso a la labor minera. C) y D) Cambuches y chozas para protección del sol durante las labores mineras



Fotografía 5.4. Mina El Caño.

A) Señalización. B) Fuente hídrica (caño). C) Molinos de beneficio de mineral. D) Molino californiano para beneficio del mineral



MAPE El Prodigio

La mina artesanal El Prodigio se localiza en la vereda El Prodigio, de San Martín de Loba. Es una pequeña labor artesanal en desarrollo.

Figura 5.22. Características mineras de la mina El Prodigio

VEREDA	El Prodigio
SISTEMA	Subterráneo
MENA	Vena de cuarzo-sulfuros-carbonato con espesor promedio de un metro dirección E-W buzando al norte entre 70-80° al norte
LABORES DE DESARROLLO	Acceso por vía carretable. El acceso al interior se realiza por una clavada a la que se ingresa por una clavada de 12 m de profundidad y se continúa por una pequeña galería donde se desarrolla el frente de explotación. Sección: 1,5 m * 1,5 m = 2,25 m ²
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Explotación en guía con arranque selectivo: primero el estéril, luego la veta, o viceversa.
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación artificial con ventilador axial de 5 hp de potencia con mangas de 8 pulgadas
SOSTENIMIENTO	Cuadros de madera y forro con tablones en la clavada. En el interior de la labor, sostenimiento natural
FORMA DE ARRANQUE	Arranque discontinuo. Medios artesanales
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue con malacate y en baldes descargan a un vagón para transporte del mineral y del estéril
ASPECTOS AMBIENTALES MINEROS	Manejo de material estéril en superficie
No DE PERSONAS VINCULADA A LA EXPLOTACIÓN	En la mina artesanal laboran cinco mineros

Fotografía 5.5. Bocamina de El Prodigio. A) Tambor vertical o clavada de acceso a la mina. B) Tarro para extraer el mineral de la mina. C) Coche para transporte de mineral a volquetas. D) Malacate artesanal para extraer el balde con mineral



5.2.2.2. MUNICIPIO BARRANCO DE LOBA

MAPE Marañoses o La Vetica, sector Marañoses, municipio Barranco de Loba

El sector Marañoses se encuentra en la vereda La Florida. Allí se encuentran tres minas: Marañoses, La Bendición de Dios y La Maravilla.

Esta pequeña explotación se localiza en la vereda Marañoses del municipio de Barranco de Loba. En el sector se encuentran tres explotaciones que distan entre 30 y 50 metros una de otra. Las explotaciones subterráneas se desarrollan de manera muy artesanal.

Fotografía 5.6. Caserío Nigua, municipio Barranco de Loba



Fotografía 5.7. Bocamina de La Vetica, sector Marañoses. A) Materiales estériles dispuestos alrededor de las bocaminas. B) Garruchas artesanales. C) Bocamina de La Vetica. D) Inclinado de acceso a la explotación desarrollado sobre mineralización con profundidad 70 m. veta con dirección N60°W. buzamiento entre 35°-90° S.



MAPE mina Nigua, sector Mina Nigua, municipio Barranco de Loba

Esta mina se localiza en la vereda Nigua del municipio de Barranco de Loba. En el momento de la visita, en la mina se hacían trabajos de explotación. El ingreso se hace por una cruzada y se continúa por una guía, donde se encuentra la mineralización diseminada.

Figura 5.23. Características de la mina Nigua

VEREDA	Nigua, municipio Barranco de Loba
SISTEMA	Subterráneo
LABORES DE DESARROLLO	El acceso a la bocamina se realiza por un sendero que parte del caserío Nigua, al interior se hace por una galería al frente de explotación
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Explotación en el frente de la guía de trabajo
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación natural
SOSTENIMIENTO	Sostenimiento natural
FORMA DE ARRANQUE	Arranque discontinuo. Medios artesanales
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue manual, transporte con carretilla o buggy y baldes
ASPECTOS AMBIENTALES MINEROS	Manejo de material estéril
No DE PERSONAS VINCULADA A LA EXPLOTACIÓN	En la mina artesanal laboran dos mineros

Fotografía 5.8. Mina artesanal Nigua. A) Bocamina. B) Veta en el techo de la galería. C) Frente de explotación. D) Avance de labor en guía



MAPE El Fogaje, sector Pueblito Mejía, municipio Barranco de Loba

Figura 5.24. Características de la mina El Fogaje.

CORREGIMIENTO	Pueblito Mejía, del municipio Barranco de Loba
SISTEMA	Subterráneo
LABORES DE DESARROLLO	El acceso a la bocamina se realiza por vía carretable, y a la mina se ingresa por una galería que continúa por un tambor vertical hasta el frente de explotación
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Explotación en el frente de la guía de trabajo
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación artificial. Se cuenta con ventilador
SOSTENIMIENTO	Sostenimiento principalmente natural y sostenimiento de madera con puertas en los primeros metros de la galería, y cuadros en los tambores verticales
FORMA DE ARRANQUE	Arranque discontinuo. Herramientas artesanales y martillos
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue manual, transporte con garrucha y balde de 50 galones. También se utiliza carretilla o coche artesanal
ASPECTOS AMBIENTALES MINEROS	Manejo de material estéril
No DE PERSONAS VINCULADA A LA EXPLOTACIÓN	En la mina artesanal laboran cinco mineros

Fotografía 5.9. Mina artesanal El Fogaje. A) Corregimiento Pueblito Mejía. B) Caserío Minero, sector centro, Pueblito Mejía. C) Bocamina El Fogaje D) Tarro para transporte de material con garrucha. E) Escaleras de acceso a la mina. F) Coche para transporte de mineral



MAPE mina La Curva, sector Pueblito Mejía, municipio Barranco de Loba

Figura 5.25. Características de la mina La Curva

CORREGIMIENTO	Pueblito Mejía, municipio Barranco de Loba
SISTEMA	Subterráneo
LABORES DE DESARROLLO	El acceso a la bocamina se realiza por vía carretable, y a la mina se ingresa por una galería que continúa por un tambor vertical hasta el frente de explotación
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Explotación en el frente de la guía de trabajo
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación artificial. Cuenta con ventilador
SOSTENIMIENTO	Sostenimiento principalmente natural, y sostenimiento de madera con puertas en los primeros metros de la galería y cuadros en los tambores verticales
FORMA DE ARRANQUE	Arranque discontinuo. Herramientas artesanales y martillos
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue manual, transporte con garrucha y balde de 50 galones. También se utiliza carretilla o coche artesanal
ASPECTOS AMBIENTALES MINEROS	Manejo de material estéril
No DE PERSONAS VINCULADA A LA EXPLOTACIÓN	En la mina artesanal laboran cinco mineros

Fotografía 5.10. Mina La Curva



MAPE Minerales Fuentes, sector Santa Cruz, municipio Barranco de Loba

Fotografía 5.11. Mina Minerales Fuentes, sector Santa Cruz



Figura 5.26. Características de la mina Minerales Fuentes

CORREGIMIENTO	Santacruz, municipio Barranco de Loba
SISTEMA	Subterráneo
LABORES DE DESARROLLO	Se cuenta con vía carretable hasta la bocamina. El acceso al primer nivel de trabajo se realiza por un tambor vertical de 10 m de longitud, y se continúa otros 20 metros para ingresar al segundo nivel de trabajo
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Explotación en guías a medida que va avanzando la labor minera
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación artificial. Cuenta con ventilador
SOSTENIMIENTO	El sostenimiento principalmente es natural, con algunos refuerzos en puntos de acceso y zonas de fallamiento
FORMA DE ARRANQUE	Arranque discontinuo. Herramientas artesanales y martillos
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue manual, transporte con malacate artesanal mecanizado y balde. En el interior de la mina se utilizan carretillas o buggies
ASPECTOS AMBIENTALES MINEROS	Manejo de material estéril
No DE PERSONAS VINCULADA A LA EXPLOTACIÓN	En la mina artesanal laboran cinco mineros

MAPE mina Pichón, sector Mina Seca, municipio de Tiquisio

Figura 5.27. Características de la mina Pichón

CORREGIMIENTO	Santacruz, municipio Barranco de Loba
SISTEMA	Subterráneo
LABORES DE DESARROLLO	Se cuenta con vía carretable hasta la bocamina. El acceso al primer nivel de trabajo se realiza por un tambor vertical de 10 m de longitud, y se continúa otros 20 metros para ingresar al segundo nivel de trabajo
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Explotación en guías a medida que va avanzando la labor minera
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación artificial. Cuenta con ventilador
SOSTENIMIENTO	El sostenimiento principalmente es natural, con algunos refuerzos en puntos de acceso y zonas de fallamiento
FORMA DE ARRANQUE	Arranque discontinuo. Herramientas artesanales y martillos
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue manual, transporte con malacate artesanal mecanizado y balde. En el interior de la mina se utilizan carretillas o buggies
ASPECTOS AMBIENTALES MINEROS	Manejo de material estéril
No DE PERSONAS VINCULADA A LA EXPLOTACIÓN	En la mina artesanal laboran cinco mineros

Fotografía 5.12. Mina Pichón, sector Mina Seca



MAPE mina Yuca, sector Los Planos, municipio de Norosí

Figura 5.28. Características de la mina Yuca.

CORREGIMIENTO	Los Planos, municipio Norosí
SISTEMA	Subterráneo
LABORES DE DESARROLLO	Se accede por sendero hasta la bocamina. El acceso se realiza por una galería en cruzada hasta los frentes de trabajo
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Explotación en guías siguiendo la veta
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación artificial
SOSTENIMIENTO	El sostenimiento natural
FORMA DE ARRANQUE	Arranque discontinuo. Herramientas artesanales y martillos
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue manual, transporte con malacate artesanal mecanizado y balde. Dentro de la mina se utilizan carretillas o buggies
ASPECTOS AMBIENTALES MINEROS	Manejo de material estéril
No DE PERSONAS VINCULADA A LA EXPLOTACIÓN	En la mina artesanal laboran cinco mineros

MAPE mina Ancha, sector Buena Señá, municipio de Norosí

Figura 5.29. Características de la mina Ancha

CORREGIMIENTO	Buena Señá, municipio Barranco de Loba
SISTEMA	Subterráneo.
LABORES DE DESARROLLO	A la zona minera se llega por vía carreteable, y posteriormente por un corto sendero. El acceso a la mina se realiza por una cruzada y se continúa por una guía hasta el frente de trabajo
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Explotación artesanal siguiendo la dirección de la veta
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación natural
SOSTENIMIENTO	Sostenimiento natural
FORMA DE ARRANQUE	Arranque discontinuo. Herramientas artesanales y martillos
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue manual, transporte con baldes de 10 kilos y carretas
ASPECTOS AMBIENTALES MINEROS	Manejo de material estéril
No DE PERSONAS VINCULADA A LA EXPLOTACIÓN	En la mina artesanal laboran cinco mineros

Fotografía 5.13. Mina Ancha, sector Buena Señá



5.3. ANÁLISIS MINERO

El análisis minero se basa en las condiciones actuales observadas de las diez minas que se visitaron en el distrito minero de San Martín de Loba. Con base en esta caracterización se presentan consideraciones técnicas que puedan servir en los procesos de planificación minera que se puedan desarrollar en las explotaciones de esta región, en los temas de método de explotación, dilución y sostenimiento.

Es importante que toda explotación minera cuente con un planeamiento minero, que se realiza a partir de los estudios de exploración geológica, con los que se determinan aspectos como el tipo de minerales, los recursos, reservas, geometría del depósito, y características como la cantidad y calidad del mineral económicamente explotable. Para esto es importante tener en cuenta los lineamientos de la Comisión Colombiana de Recursos y Reservas Mineras (Crrisco). Después de abordar la fase geológica se realizan estudios sobre el método de explotación, sostenimiento, equipos y maquinaria que se utilizará, sobre temas como la producción proyectada, el tenor de corte, el análisis económico, la localización de instalaciones y obras de minería, depósito de materiales, sistema de beneficio y transformación, plan de recuperación geomorfológica y ambiental, y plan de cierre. Toda esta información se condensa en el documento denominado “Programa de trabajos y obras”, que se convierte en la herramienta de trabajo para planificar las labores de explotación técnica, como se referencia en el artículo 84 del Código de Minas (Ley 685 de 2001).

En la planificación minera de explotaciones de oro es importante definir qué tenor de mineral se extraerá —se le denomina *tenor de corte*—, que es la cantidad de mineral por tonelada viable de extraer para que el proyecto minero sea rentable; es decir, se establece con qué tenor de producción se generan ganancias con respecto a la inversión que se hará. El tenor puede variar a medida que avanzan las labores y el precio del mineral.

Otro aspecto que debe tenerse en cuenta es la dilución de mineral, que corresponde a la mezcla de la veta mineralizada con el material estéril que acompaña la veta o roca de respaldo. Esta dilución puede disminuir el tenor del mineral, lo cual puede ocasionar afectaciones económicas o, si se cuenta con un sistema de beneficio de alta recuperación de mineral, hay que determinar qué tenor se puede manejar.

Todo lo referenciado anteriormente va dirigido al mejoramiento de la planificación y producción de la actividad minera de manera organizada, técnica y rentable.

5.3.1. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

El método de explotación es la técnica de extracción del mineral, bien sea a cielo abierto o bajo tierra. El método deberá ofrecer condiciones para obtener una buena producción y rentabilidad, de modo que se facilite el retorno de la inversión hecha por los propietarios de la mina.

Las características geológicas de cada mineralización y roca de caja son las principales condiciones que determinan la elección del método de explotación, debido a que se debe estudiar de manera detallada la mineralización y geometría del yacimiento, el tipo de depósito, el rumbo, buzamiento y espesor de la veta, la resistencia de la roca de caja y de la veta.

Para determinar cuál es el método de explotación más conveniente hay que tener en cuenta aspectos cuantitativos y cualitativos. Teniendo en cuenta esos dos parámetros, enunciaremos los siguientes métodos:

- Sistema de Boshkov y Wright (1973), de selección cualitativa. Desarrollado para la selección subterránea. La selección tiene en cuenta la potencia de las vetas, su inclinación y la resistencia del macizo rocoso.
- Sistema de Hartman (1987), de selección cualitativa. La selección se realiza a partir de un diagrama de flujo que considera la geometría del yacimiento y la geomecánica del macizo rocoso. Está especialmente pensado para la explotación a cielo abierto.
- Sistema de Morrison (1976), de selección cualitativa. La selección se realiza con base en la potencia de la veta, soporte-sostenimiento y la energía de tensión y deformación.
- Sistema de Laubscher (1981). Se basa en la resistencia del macizo rocoso, en el grado de fracturamiento del macizo rocoso y las discontinuidades.
- Sistema de Nicolas (1981), de selección cuantitativa. Se basa en la geometría del depósito, su forma, potencia, buzamiento, distribución, resistencia de la roca a la compresión uniaxial y frecuencia de fracturas.

En la figura 5.30 se exponen detalles del sistema de Boschkov y Wrigth (1973).

En este capítulo se realiza un análisis cualitativo y teórico para seleccionar el método de explotación, debido a que el objetivo del proyecto no es realizar análisis específicos, sino más bien precisar consideraciones para que los mineros visualicen diversos métodos técnicos de explotación que pueden mejorar la productividad y

Figura 5.30. Métodos de explotación según el tipo de mineralización, buzamiento y resistencia de la mena y roca encajante (sistema de Boshkov y Wright)

TIPO DE MINERALIZACIÓN	BUZAMIENTO	RESISTENCIA DE LA MENA MINERALIZADA	RESISTENCIA DE LA ROCA DE CAJA	MÉTODO DE MINERÍA COMÚNMENTE APLICADO
Capas delgadas	Horizontal	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
		Débil o fuerte	Débil	Tajo largo
				Tajo largo
Capas gruesas	Horizontal	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
		Débil o fuerte	Débil	Cavidades en subniveles
Capas muy gruesas	NA	NA	NA	Lo mismo que para masivos
Venas muy delgadas	Inclinado	Débil o fuerte	Débil o fuerte	Extracción selectiva (resuing)
Venas delgadas	Horizontal	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
	Inclinado	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas
				Corte y relleno
	Inclinado	Débil	Fuerte	Espacios con sostenimiento cuadrado
		Débil	Débil	Espacios con sostenimiento en cuadros
Venas gruesas	Horizontal	NA	NA	Lo mismo que para masivos
Venas gruesas	Inclinado Inclinado	Fuerte	Fuerte	Tajos descendentes
				Hundimiento (Underground glory hole)
				Shrinkage stopes (excavaciones ascendentes)
				Subniveles
				Corte y relleno
				Combinación de métodos
		Fuerte	Débil	Corte y relleno
Masivos	NA	Fuerte	Fuerte	Hundimiento controlado
				Subniveles
				Corte y relleno
				Combinación de métodos
	NA	Débil	Fuerte o débil	Subniveles Bloques -camaras Cámaras con sostenimiento en cuadros Combinación de métodos

Fuente: SME, Mining engineering handbook, 2011

el rendimiento de la explotación. En este caso se utiliza el sistema de Boshkov y Wright (1973), que analiza la potencia de las vetas, su inclinación y la resistencia del macizo rocoso.

En la figura 5.31 se esquematiza la proyección de un punto de una veta con rumbo y buzamiento teniendo presentes los datos tomados en campo por el equipo de geólogos. Con estos datos se pretende esquematizar los métodos de explotación que se pueden aplicar, de acuerdo con las características de las mineralizaciones de

la zona, con el objetivo de buscar la tecnificación, la racionalidad y la productividad de las pequeñas explotaciones mineras.

En el capítulo “Aspectos geológicos, mineros, metalúrgicos, químico y ambientales” se identifica que en las minas objeto de este análisis se presentan mineralizaciones de oro en vetas a lo largo de zonas con fracturamiento paralelo de dirección general NEE a E-W, con buzamientos que varían de 50° hasta 70° y 80° hacia el norte, que da origen a venillas, venas y vetas. Estas últimas tienen espesores que van desde 0,25 hasta 1 metro.

Las minas analizadas presentan buzamientos entre los 30° y 90° de inclinación al este y espesores variables entre 0,15 y 2 metros, correspondientes a venas delgadas. En las minas en las que se realizó el análisis minero se identifican los métodos de explotación que se podrían implementar para mejorar la productividad (figura 5.33).

Figura 5.31. Esquema de la proyección inferida de un punto de una veta en rumbo y buzamiento

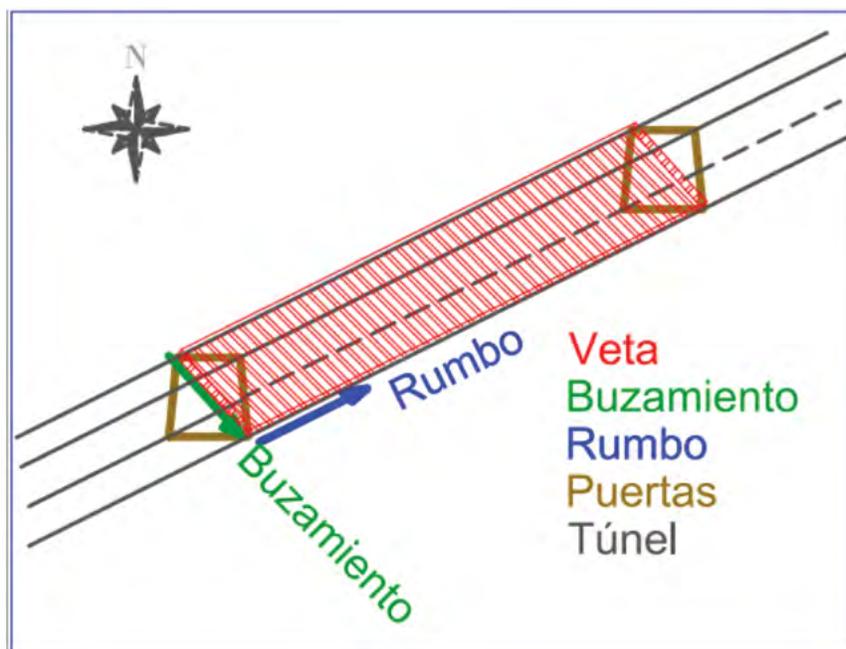


Figura 5.32. Rumbo y buzamiento de un punto de veta de las pequeñas explotaciones mineras visitadas

MINA	RUMBO	BUZAMIENTO	ANCHO	ROCA DE CAJA	MINERALIZACIÓN
Yeyo y Old Parr	NEE a E-W	60° al sur	Hasta 0,25 m	Los primeros metros de profundización corresponden a depósitos aluviales y posteriormente rocas ígneas silicificadas	Vetas y venillas de cuarzo-sulfuro-carbonato con pirita y esfalerita
El Prodigio	E-W	70-80° al norte	Hasta 1,0 m	Roca ígnea intrusiva, monzonita	Vetas y venillas de cuarzo sulfuro carbonato con pirita y esfalerita
Marañones (La Vetica)	N60°W	35-90° al SW	Hasta 0,45 m	Las primeras capas de terreno corresponden a arcillas y posteriormente a una roca ígnea plutónica clasificada como monzonita	Vetas de cuarzo con sulfuros, pirita, calcopirita y esfalerita
Nigua	N55°E	60° al SW	Hasta 1,0 m	Monzonita moderadamente alterada	Veta de cuarzo con sulfuros, pirita, esfalerita y galena
El Fogaje	N40°E	80 SE	Hasta 0,40 m	Brecha de falla con clastos angulares de diferentes tamaños Toba lítica de composición andesítica	Veta de cuarzo-calcita con pirita, esfalerita y galena
Curva	N40°E N55°E	70°-80°SE	Hasta 0,30 m	Toba lítica de composición andesítica	Veta con pirita diseminada
Minerales Fuentes	N50°E	30°SE	Entre 0,80 y 2,0 m	Toba lítica moderadamente silicificada	Veta con pirita, galena y esfalerita
Pichón	N75°W	45° S	Hasta 0,50 m	Monzonita	Veta de cuarzo-carbonato sulfuro con pirita, calcopirita y galena
Yuca (sin muestra de veta)				Monzonita	
Ancha	N60°E	80 °	Hasta 0,20 m	Tobas líticas alteradas	Veta de cuarzo-sericita, pirita y calcopirita

Figura 5.33. Métodos de explotación que se podrían implementar en las minas artesanales con venas delgadas

TIPO DE VETA	BUZAMIENTO	RESISTENCIA DE LA MENA MINERALIZADA	RESISTENCIA DE LA ROCA DE CAJA	MÉTODO DE MINERÍA COMÚNMENTE APLICADO
Vetas muy delgadas	Inclinado	Débil o fuerte	Débil o fuerte	Extracción selectiva (resuing)
Vetas delgadas	Horizontal	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
	Inclinado	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas
				Corte y relleno
				Cámaras con sostenimiento de cuadros
Inclinado	Débil	Débil	Cámaras con sostenimiento de cuadros	

*basado en el Sistema de Boshkov y Wright. Métodos de explotación según el tipo de mineralización, buzamiento y resistencia de la mena y roca encajante. SME. mining Engineerin Hanbook 2011.

Es de aclarar que para definir el comportamiento de la mineralización de una mina es necesario realizar estudios geológicos detallados. En este caso se realiza la proyección inferida de la veta para identificar los métodos proyectados que se pueden implementar en los procesos de tecnificación de la minería artesanal, conforme a datos puntuales tomados en campo. Esta información es solo una proyección; no corresponde a estudios determinantes. En los frentes de explotación se tomaron muestras de roca y se realizaron análisis de resistencia por carga puntual para determinar la resistencia de las rocas de caja y respaldo de minas muestreadas, y se obtuvo la estimación de la resistencia por compresión uniaxial, como se observa en la figura 5.34.

Figura 5.34. Resultados de densidad muestras analizadas

TIPO DE MUESTRA	DENSIDAD (gr/cm ³)
Veta de la mina Caño	2.696
Fragmentos de caja de la mina Caño	2.670
Fragmentos de caja de la mina El Prodigio	2.726
Roca caja 1 de la mina Nigua	2.654
Roca caja 2 de la mina Nigua	2.688
Fragmentos de la roca caja de la mina La Vetica	2.632
Fragmentos de la roca caja 2 de la mina La Vetica	2.641
Veta de la mina Curva	2.646
Fragmentos de la caja, mina Curva	2.641
Roca caja de la mina El Fogaje	2.729
Fragmentos de la roca caja 3, Minerales Fuentes	2.755
Roca veta de Minerales Fuentes	3.125
Fragmentos de la roca caja 4, Minerales Fuentes	2.758
Fragmentos de la roca caja de la mina Yuca	2.622
Mina Ancha, Buena Señá	2.683
Fragmentos de la roca caja, mina Pichón	2.629

Figura 5.35. Resultados de humedad muestras analizadas

TIPO DE MUESTRA	HUMEDAD (w%)
Veta de la mina Caño	0,21
Fragmentos de la caja, mina Caño	0,04
Fragmentos de la caja, mina El Prodigio	0,25
Roca caja 1, mina Nigua	1,54
Roca caja 2, mina Nigua	0,48
Fragmentos de la roca caja, mina La Vetica	0,81
Fragmentos de la roca caja 2, mina La Vetica	0,70
Veta de la mina Curva	0,67
Fragmentos de la caja, mina Curva	0,27
Roca caja, mina El Fogaje	0,30
Fragmentos de la roca caja 3, Minerales Fuentes	0,44
Roca de la veta, Minerales Fuentes	0,61
Fragmentos de la roca caja 4, Minerales Fuentes	0,60
Fragmentos de la roca caja, mina Yuca	0,92
Mina Ancha	3,6
Fragmentos de la roca caja, mina Pichón	0,93

Actualmente las pequeñas explotaciones y minas artesanales analizadas del distrito de San Martín de Loba siguen la mineralización por medio de tambores verticales o clavadas y guías. En la explotación, los mineros artesanales primero explotan la veta y posteriormente, por separado, proceden a explotar la roca de respaldo. La explotación generalmente se realiza con el ancho de la veta, y en algunos casos se explotan algunas rocas encajantes que, según se observa, presentan mineralización. Se realiza entonces una explotación selectiva en trabajos por niveles, con tambores e inclinados, sin desarrollar un método de explotación planificado específico. Esto se debe a que la explotación artesanal se hace en pequeña escala y de manera muy selectiva.

En las zonas mineras de Mina Caño, El Prodigio, Pueblito Mejía, Buena Señá y Mina Seca se realiza explotación artesanal mediante el ingreso por clavadas o apiques hasta el frente de explotación, que puede ir en dirección de

Figura 5.36. Resultados Carga puntual y Resistencia a la Compresion Simple

TIPO DE MUESTRA	CARGA PUNTUAL Is(50)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE σ_{ci} (Franklin y Brosh 1972)	CLASIFICACIÓN DE LA ROCA SEGÚN SU RESISTENCIA A COMPRESIÓN UNIAXIAL (BROWN 1981)
Veta de la mina Caño	3,734	85,874	Alta
Fragmentos de caja, mina Caño	2,943	67,678	Alta
Fragmentos de caja, mina El Prodigio	3,086	87,531	Alta
Roca caja 1, mina Nigua	1,361	31,308	Media
Roca caja 2, mina Nigua	1,031	23,717	Baja
Fragmentos de la roca caja, mina La Vetica	3,358	77,239	Alta
Fragmentos de la roca caja 2, mina La Vetica	1,964	45,181	Media
Veta, mina Curva	1,028	23,647	Baja
Fragmentos de la caja, mina Curva	1,366	31,427	Media
Roca caja, mina El Fogaje	3,988	91,724	Alta
Fragmentos de la roca caja 3, Minerale Fuentes	2,279	52,427	Alta
Roca veta, Minerale Fuentes	3,831	88,110	Alta
Roca caja 4, Minerale Fuentes	1,644	37,812	Media
Fragmentos de la roca caja, mina Yuca	2,262	52,016	Alta
Mina Ancha	0,926	21,307	Baja
Fragmentos de la Roca caja, mina Pichón	1,200	27,597	Media

la veta, inclinado, o a unos 20 metros inician la construcción de pequeñas galerías para cortar la veta, y la explotación continúa según el rumbo de la veta.

En las MAPE de estas zonas mineras, las clavadas o apiques se realizan respondiendo a factores sociales, como la distribución del área de trabajo entre mineros, basándose en la experiencia o copiando modelos de extracción de otras regiones, y también porque estas explotaciones se encuentran en zonas de relieve plano, en depósitos aluviales a los que se ingresa básicamente por tambores o inclinados que deben contar con medidas técnicas y de seguridad. Algunos aspectos que deben tenerse en cuenta son los siguientes:

Los apiques, clavadas o tambores son labores verticales que sirven de comunicación entre la mina y la superficie, y corresponden a la vía de acceso por donde ingresan insumos, equipos y personal, y se extrae el mineral.

La construcción de un pique depende de la necesidad de extracción de mineral y de la reducción de costos. Sin embargo, en la zona de estudio es necesario implementar medidas de seguridad para el personal, debido a que el ingreso por un apique a 20 o 50 m, colgando de una cuerda de cabuya o plástico, no es seguro. Tales cuerdas van atadas a un tambor de madera de dos tipos: uno es un malacate manual, y el otro, un malacate con motor eléctrico o diésel. Para el ingreso se debe contar con elementos como arneses y líneas de vida con cuerdas de seguridad y todos los implementos de protección personal y de trabajo en alturas.

Los factores económicos también influyen en la decisión de construir los apiques, pues estos favorecen el acceso rápido a las labores, pero, aparte de riesgos, generan costos en la movilización del personal. En lo referente al transporte del material estéril y mineral, se requiere el uso de malacates.

Otro aspecto importante es que se debe contar con dos vías diferentes para acceso de personal y para movilización de los materiales y minerales; y además de la vía de acceso debería existir una salida de emergencia, que además favorecería la ventilación.

El área de acceso debe ser suficientemente amplia para permitir la movilización de personal e insumos. Además, es preferible que el sistema de ingreso consista en escaleras de caracol o planos inclinados, de manera que, pese a las condiciones artesanales y rudimentarias en que se trabaja, se establezcan mejores condiciones de seguridad para el personal, que eviten la necesidad de colgarse diariamente, y varias veces por jornada, para acceder al interior de la mina o para salir a la superficie.

Figura 5.37. Métodos de explotación proyectados en vetas que se infieren delgadas de las minas visitadas durante el análisis minero

MINA	TIPO DE VETA	ANCHO DE VETA	BUZAMIENTO	RESISTENCIA DE LA ROCA MINERALIZADA* Índice de resistencia a la compresión uniaxial a partir del IS50 (Franklin y Bosch 1972) σ ci MPA	ROCA DE CAJA	RESISTENCIA DE LA ROCA DE CAJA* Índice de resistencia a la compresión uniaxial a partir del IS50 (Franklin y Bosch 1972) σ ci MPA	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUGERIDO
Yeyo y Old Parr	Vetas paralelas delgadas, veta de cuarzo-carbonato con diseminado de pirita-esfalerita-galena	Hasta 0,25 m	60° al sur	Resistencia alta	Los primeros metros de profundización corresponden a depósitos aluviales, y posteriormente a rocas ígneas silicificadas	Resistencia alta	
El Prodigio	Vetas y venillas de cuarzo sulfuro carbonato con pirita y esfalerita	Hasta 1,0 m	70°-80° al norte		Roca ígnea intrusiva monzonita	Resistencia alta	
Marañones (La Vética)	Vetas de cuarzo con sulfuros, pirita, calcopirita y esfalerita	Hasta 0,45 m	35°-90° al SW		Las primeras capas de terreno corresponden a arcillas y posteriormente a una roca ígnea plutónica clasificada como monzonita (roca ígnea plutónica-monzonita)	Resistencia alta	Extracción selectiva, Cámaras con sostenimiento de cuadros,
Nigua	Veta de cuarzo con sulfuros, pirita, esfalerita y galena	Hasta 1,0 m	60° al SW		Roca ígnea plutónica, monzonita	Resistencia media	Corte y relleno
El Fogaje	Veta de cuarzo calcita con pirita, esfalerita y galena	Hasta 0,40 m	80° SE		Monzonita moderadamente alterada	Resistencia media	En pequeña escala, ensanche de tambores, paralelos, corte y relleno
Curva	Veta con pirita diseminada	Hasta 0,30 m	70°-80°SE	Resistencia baja	Monzonita moderadamente alterada	Resistencia baja	
Minerales Fuentes	Veta con pirita, galena, esfalerita	Entre 0,80 y 2,0 m	30°SE	Resistencia alta	Brecha de falla con clastos angulares de diferentes tamaños. Toba lítica de composición andesítica. Rocas volcánoclasticas	Resistencia alta	Extracción selectiva, Cámaras con sostenimiento edecuauros,
Pichón	Veta de cuarzo-carbonato sulfuro con pirita, calcopirita y galena	Hasta 0,50 m	45° S		Toba lítica de composición andesítica	Resistencia media	Corte y relleno
Yuca (sin muestra de veta)	Veta cuarzo sericita, pirita y calcopirita	Hasta 0,20 m	80°		Toba lítica moderadamente silicificada. (roca volcánoclastica-brecha) Roca volcánoclastica, toba de cristales muy meteorizados	Resistencia alta	En pequeña escala, ensanche de tambores, paralelos, corte y relleno
Ancha	Veta cuarzo sericita, pirita y calcopirita	Hasta 0,20 m			Monzonita	Resistencia media	
					Monzonita	Resistencia alta	
					Tobas líticas alteradas, rocas volcánoclasticas	Resistencia baja	

*Nota: Índice de resistencia a la compresión uniaxial a partir del IS50(Franklin y Bosch 1972 σ ci: A partir de índice de resistencia a la carga puntual corregida perpendicular a los planos de debilidad IS50. (Laboratorio de geotécnica SGC-Bogotá). Densidad: Laboratorio Metalurgia-Química SGC-Cali.

5.3.2. DILUCIÓN

El factor de dilución es la relación que durante el proceso de extracción se da entre la mezcla del material estéril de la roca de respaldo y el mineral de la veta o, dicho de otro modo, el porcentaje de estéril de la roca encajante que se revuelve con la veta. El factor de dilución se obtiene a partir del ancho promedio del corte de explotación y del ancho de la veta (Ortiz, 1991).

La dilución del mineral genera costos debido a que puede incrementarse el transporte de material estéril y reducirse el tenor del mineral. El incremento de la dilución se presenta por condiciones naturales del mineral, de la roca encajante, del método de extracción y la malla de voladura.

Hay dos tipos de dilución:

- **Interna.** Corresponde a minerales de baja o nula ley (estéril) que no se pueden separar del bloque mineralizado debido a que están incluidos en este. Esta dilución es difícil de controlar.
- **Externa.** Corresponde a los minerales estériles que están en contacto con el mineral que se extrae en el bloque de explotación. Esta dilución tiene manejo.

Cada vez que el frente de trabajo avanza o se realizan labores de perforación y voladuras se debe realizar el registro de la dilución y muestreo de la veta, para determinar la calidad y cantidad de mineral que se está obteniendo. Esto también determinará el tenor de corte de la mina, es decir, si el bloque que se está explotando es o no rentable y las consideraciones que sobre la rentabilidad de la explotación deberán tomar los mineros, propietarios de la mina, los geólogos, ingenieros de minas, economistas e inversionistas.

Como ejemplo de aplicación se expone el cálculo de la dilución externa en el frente de explotación de mina Nigua, en el municipio de Barranco de Loba. Para realizar dicho cálculo se siguió la metodología presentada por el geólogo Hernán Ortiz Delgado en el libro Geología minera del oro de veta (1991). La mina elegida fue Marañón, de donde se tomó para el ejemplo un bloque conforme el avance de explotación diario.

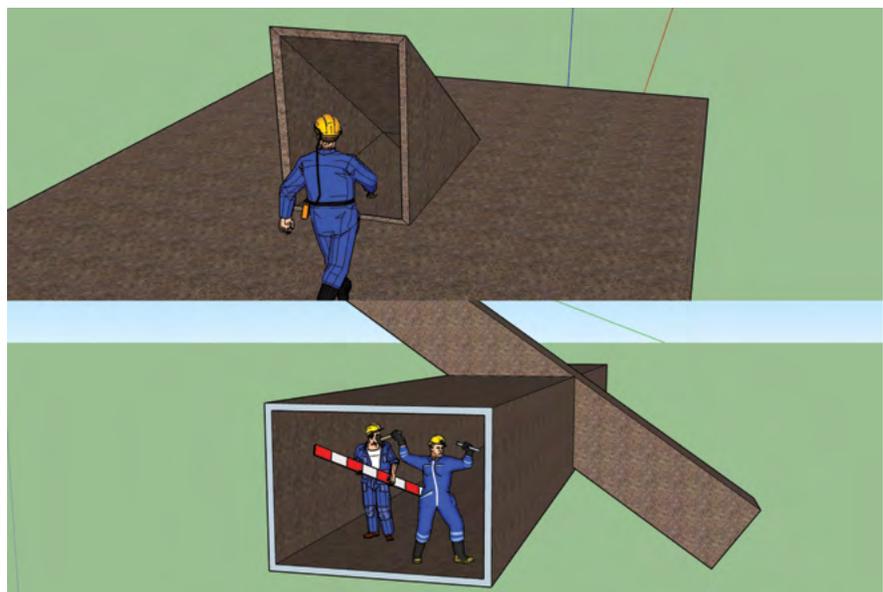
5.3.2.1. ANÁLISIS DE DILUCIÓN EN LA MINA MARAÑONES

En la mina Marañones se realiza la explotación con tambores de explotación que van avanzando a lo largo de la guía de trabajo, que mide 2 m de alto por 1,2 m de ancho.

El bloque que se analiza tiene las siguientes características:

- Corte o ancho de bloque: 1,20 m
- Largo de bloque: 1,0 m de avance por voladura en el frente de explotación
- Ancho de veta: 1,0 m
- Altura del frente: 2,0 m
- Características de la caja y la veta. La roca de caja corresponde a una roca. Las primeras capas de terreno corresponden a arcillas, y posteriormente, a una roca ígnea plutónica clasificada como monzonita. Vetas delgadas de cuarzo con sulfuros pirita, calcopirita y esfalerita.
- Dimensiones del frente de explotación:
 - Buzamiento 85° de veta
 - Ancho de tambor, ancho de veta
 - El ancho del corte equivale al ancho promedio de la sección de trabajo
 - Dilución. Mezcla del material estéril de la roca encajante con el mineral de la veta en el proceso de explotación. La dilución disminuye el tenor de la veta.

Figura 5.38. Representación de la planta de labores de la mina artesanal Marañones



La dilución promedio en metros se puede calcular pesando en kilos o toneladas por un metro cúbico de material

Figura 5.39. Mina Marañones, frente de explotación mediante tambor. Ancho de corte y ancho de veta



compuesto por mineral explotado suelto y con dilución. Este peso se confronta con las toneladas de mineral explotable puesto en la tolva del molino.

En el caso de la mina Marañones, el ancho de corte es de 1,2 m y el ancho de veta es de 1 m. Entonces, la dilución es de 0,20 m.

Existen diversas fórmulas para calcular el factor de dilución. Entre ellas se encuentran las siguientes:

$$\text{Dilución} = 0.20 \text{ m}$$

$$\text{Factor de dilución del tonelaje FD} = (\text{ancho de corte} \times 100\%) / (\text{ancho de veta promedio})$$

$$\text{FDilución en tonelaje} = 1.2 \text{ m} \times 100\% / 1 \text{ m}$$

$$\text{FDtonelaje} = 120\%$$

$$\text{FDtonelaje} = 1.2$$

Esta es otra fórmula:

$$\text{Dilución} = (\text{toneladas esteril}) / (\text{toneladas de oro} + \text{toneladas de esteril}) \times 100\%$$

$$\text{Dilución} = (0.2 \text{ m}) / (1 \text{ m} + 0.2 \text{ m}) \times 100\%$$

$$\text{Dilución} = 16.66\%$$

El análisis anterior permite concluir que en la mina Marañones, por un metro de avance en el frente de explotación, contando con un tambor de 1,2 m de ancho y un ancho de veta de 1 m, se presenta una dilución de 0,20 m, es decir, 16,66% de dilución. En una muestra se tiene un tenor de 38 gr/t; con dilución de 16,66% se tiene un tenor de cabeza de 32,89 gr/t.

Se recomienda que, a medida que se avance en los frentes de explotación y bloques de trabajo, se realicen muestreos de tenor en veta y de caja y calcular la dilución para identificar el comportamiento de la mineralización, y también analizar si los costos de producción, comparados con los ingresos obtenidos, no están impidiendo la generación de ganancias.

Cuanto mayor sea la dilución, más se incrementará la cantidad de material que se lleva a la planta de beneficio. Por otra parte, al tiempo que disminuyen el tenor del mineral y la cantidad del oro recuperado en la planta de beneficio, aumentan los costos y se reducen las ganancias.

Cuando el frente de explotación es igual al ancho de la veta, no se presenta dilución.

Cuando se identifica el mineral y el material estéril que genera la dilución del mineral, deben establecerse acciones para separar estos dos productos, de manera que se reduzca la dilución. En la pequeña minería generalmente se realiza una explotación selectiva en los frentes de explotación, debido a que los procesos no son continuos y la producción es baja.

La dilución externa se puede controlar con buenas prácticas mineras, como las siguientes:

- Conocimiento de la geología y geometría del depósito mineralizado y de las rocas encajantes. Geología estructural del macizo
- Planeamiento del diseño de la explotación
- Selección de un método de explotación acorde con la mineralización
- Conocimiento de la topografía de las labores y elaboración de planos de avance, muestreo y diseño
- Diseño de malla de voladura de acuerdo con las variaciones del corte de explotación y la geometría de veta
- Capacitación del personal operativo que realiza las voladuras y el cargue del mineral en temas referentes a reducción de la dilución

El tenor de cabeza de mineral para la planta puede rebajar de 1 a 2 gr, dependiendo del arranque y transporte de la mina a la planta, y la recuperación del oro depende del proceso que se lleve a cabo en la planta de beneficio

5.3.3. SOSTENIMIENTO

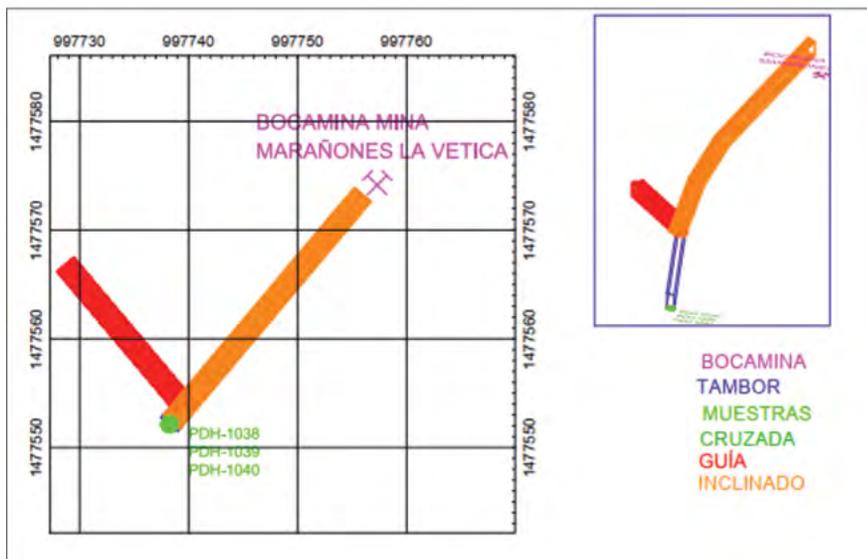
Figura 5.40. 3D del túnel de la mina Marañones, La Vetica

El sostenimiento de las labores mineras subterráneas es fundamental para la seguridad del personal minero y las labores de explotación.

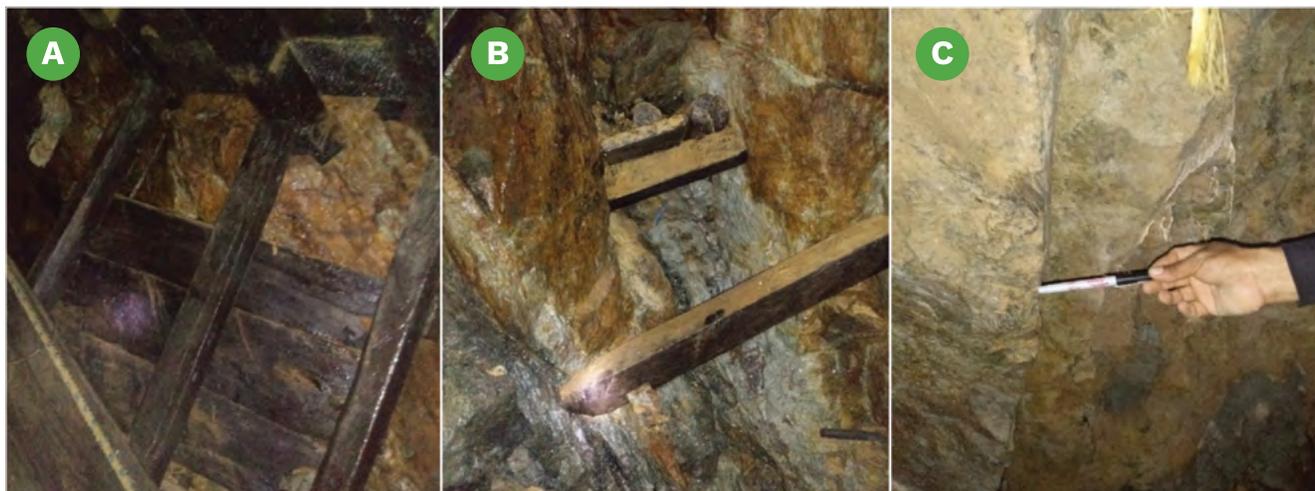
Para definir el sostenimiento es necesario conocer la resistencia y geología estructural del macizo rocoso donde se desarrolla el proyecto minero, debido a que estos definen la calidad, resistencia y mecánica de las rocas, y determinan las necesidades de sostenimiento en cada una de las labores de preparación, desarrollo y explotación de la mina.

Las minas visitadas en el distrito de San Martín de Loba presentan en sus respaldos rocas aluviales en los primeros metros o suelos, y posteriormente, después de 15 a 20m metros, aparece una roca más competente, por lo que generalmente el sostenimiento se realiza de manera natural. En algunos puntos, como los más superficiales de las explotaciones, debido a la roca meteorizada, se requiere instalar sostenimiento artificial tipo puerta alemana.

Las rocas de respaldo de las minas visitadas eran las siguientes: Como se referenció en la figura 5.37, las rocas que predominan son depósitos aluviales y arcillosos en los primeros metros de explotación, posteriormente se encontraron rocas ígneas plutónicas como monzonitas y tobas líticas de composición andesítica.



Fotografía 5.14. Labores en la mina La Vetica, Marañones. A) Acceso por inclinado. B) Guía de trabajo o galería. C) Veta



En las minas visitadas el sostenimiento en los primeros metros se contaba con sostenimiento artificial tipo puertas de madera en galerías y cuadros de madera en las calvadas los cuales los distribuyen cada metro aproximadamente. Posteriormente se encuentra sostenimiento natural debido a que se encuentran las labores en rocas más competentes, sin embargo, es importante que se realicen los estudios estructurales y de mecánica de rocas para garantizar la estabilidad de las explotaciones a medida que se vaya avanzando en estas.

Fotografía 5.15. Sostenimiento utilizado en las minas artesanales del distrito minero de San Martín de Loba. A) Puertas de madera. B) Cuadros de madera. C) Sostenimiento natural. D) Escaleras para ingresar en los apiques. E) Sostenimiento natural. F) Construcción de un apique



A continuación se presenta un ejemplo de características del sostenimiento

5.3.3.1. CARACTERÍSTICAS DE SOSTENIMIENTO DE LA MINA ARTESANAL MARAÑONES LA VETICA

En la labor minera artesanal Marañones, La vetica, se ingresa por un inclinado con sostenimiento de madera. Después de unos 15 metros el sostenimiento aplicado es principalmente de tipo natural, con forma de bóveda. Luego continúa por una galería en sentido del rumbo de la veta, que es pequeña y requiere adecuaciones para que se ajuste al reglamento de higiene y seguridad en labores mineras subterráneas. En otros puntos también se requiere adecuación.

Las rocas de caja de la labor minera principal en guía corresponden a una roca de composición. En las primeras capas de terreno corresponden a arcillas granulares, y posteriormente una roca ígnea plutónica clasificada como monzonita.

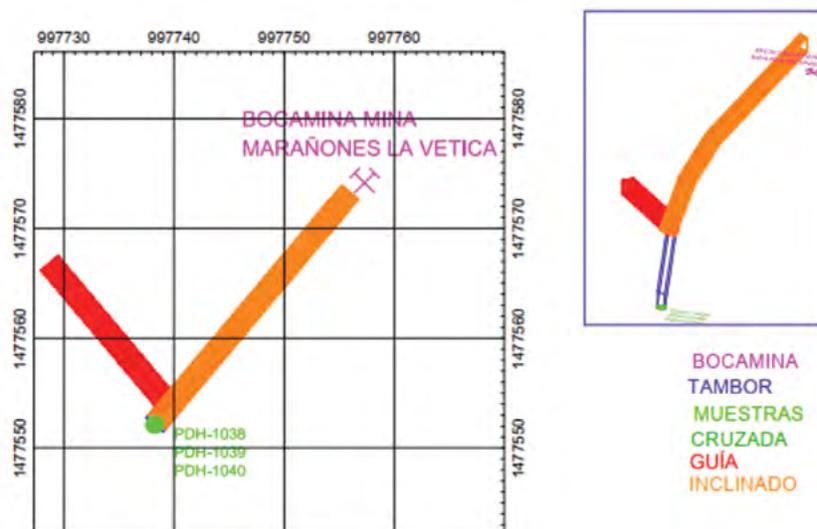
Las características de esta roca son las siguientes:

La densidad de 2.632 g/cm^3

Rocas como las monzonitas generalmente son muy resistentes, presentan un índice de carga puntual de 4 a 10 Mpa, y resistencia uniaxial de 100 a 250 Mpa. Esta roca está clasificada como roca muy resistente-roca dura, según la escala de estimación en terreno de la resistencia en compresión uniaxial de Hoek y Brown.

En el ensayo de resistencia por carga puntual y compresión uniaxial se obtuvieron los siguientes resultados a partir de una muestra tomada en la guía de trabajo: σ_{ci} alta: 64,871 Mpa, resistencia a compresión simple media (ISRM 78). La roca presenta alta meteorización y fracturamiento, por lo que la resistencia se encuentra por debajo del rango.

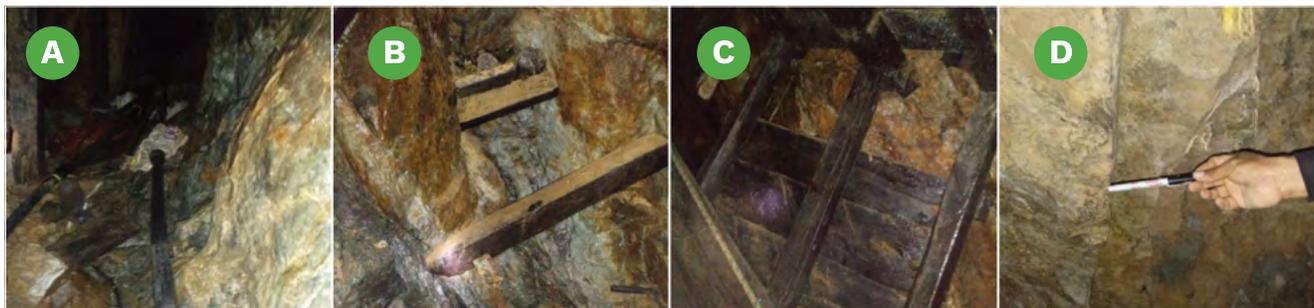
Figura 5.41. Identificación preliminar de zonas de fracturamiento de roca en la guía de acceso. Mina Artesanal La Vetica-Marañones. Barranco de Loba



En la pequeña galería de trabajo, el sostenimiento es autoportado o natural; sin embargo, se identificaron puntos de fractura de la roca que se localizan en las zonas de fallamiento y diaclasamiento, y también zonas de meteorización, que de manera general se encuentran representadas en la figura 5.41, donde se demarcan tres puntos de mayor afectación.

Se identificaron puntos de diaclasamiento de roca donde es necesario realizar estudio estructural para determinar los controles y el sostenimiento sobre la cruzada de ingreso y guía de trabajo en los primeros 20 m de acceso.

Fotografía 5.16. Sostenimiento Mina La Vetica Marañones. A) Sostenimiento natura, tipo bóveda. B) zona con diaclasamientos en zona mineralizada. C) Sostenimiento con puertas en zona fracturada. D) Diaclasamientos identificados en guía de labores



Diaclasamiento N50°-60° sobre la guía de trabajo, con espaciamentos cada 20-30 cm, relleno de óxidos.
Diaclasamiento N 80 °, espaciamento cada 20 a 30 cm.

Como en el caso de la Mina la Vetica Marañones y en general, diariamente es necesario realizar revisiones del sostenimiento y de los sitios que presenten fracturamiento y de las labores en general para establecer las medidas preventivas y correctivas que se implementaran en los planes de sostenimiento, los cuales se basan en el comportamiento estructural y la geo mecánica de las rocas.

Se considera que es importante para el minero tener en cuenta los siguientes aspectos referentes al sostenimiento:

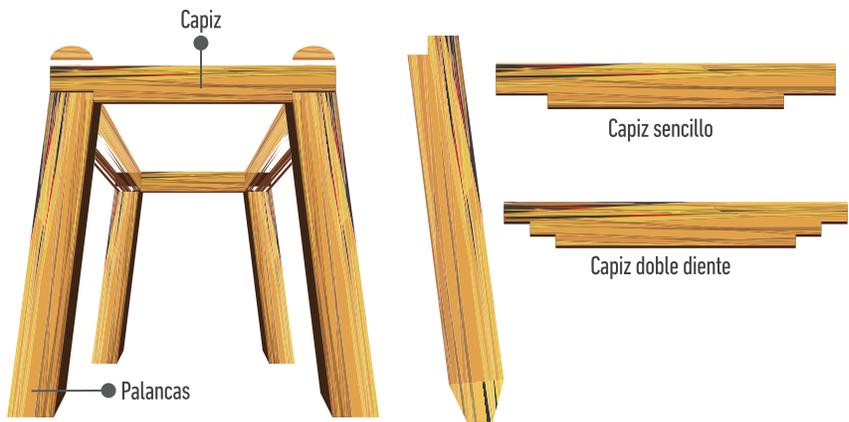
- El sostenimiento de las obras subterráneas es necesario para controlar la estabilidad de las excavaciones y para mejorar la seguridad del personal que trabaja o circula en ellas.
- El buen sostenimiento es básico para garantizar el tránsito de personal y equipos.
- Un buen sostenimiento permite el desarrollo, preparación y operación segura de la explotación.
- Cuando el sostenimiento es natural se deben realizar inspecciones diarias del comportamiento de la roca para identificar zonas de debilidad o fractura donde es necesario instalar reforzamientos con sostenimiento artificial.
- Según las condiciones del terreno y la fracturación de la roca, se determina qué tipo de sostenimiento se utilizará para garantizar que se conserven las labores mineras. Para ello es necesario realizar estudios geotécnicos y de geología estructural con el fin de determinar las características físicas y de resistencia a la compresión, flexión y tensión de la roca.
- Dependiendo de las condiciones geotécnicas del terreno, se pueden emplear diversos medios de refuerzo de roca, que pueden ser sostenimiento natural o artificial con puertas de madera, arcos de acero o pernos de anclaje.
- Las puertas de madera sirven para soportar las presiones de techo y paredes de la mina.
- Un taco de madera rolliza sirve para soportar presiones en los techos de las minas.
- Después de las voladuras queda material suelto en el techo o paredes, cuya remoción debe realizarse con posterioridad para evitar que se acumule; si esto pasa, aumentarán la posibilidad de desplomes, accidentes y obstrucción de los frentes de explotación. Por esto es necesario realizar diariamente el proceso de desabombar el techo de material suelto.

Características técnicas del sostenimiento:

- ser resistente a las cargas y presiones.
- Ser estable. La fortificación debe conservar la forma que se le proyecta aún bajo la acción de las cargas.
- Ser duradera: su vida útil debe ser acorde con las labores de la explotación.
- Ocupar el menor espacio posible para permitir conservar la sección mínima de 3 m²
- Las dimensiones de las galerías serán construidas con áreas que permitan la libre circulación de personal, máquinas y herramientas, en condiciones normales las excavaciones mineras tendrán tres (3) metros cuadrados y una altura libre de uno metro ochenta (1.80) metros. (Decreto 1886 de 2015, Reglamento de Seguridad en Labores Mineras Subterráneas), figura 5.42. Sostenimiento de puerta alemana

- Se recomienda mantener limpios los frentes de avance y asegurados los frentes de las labores subterráneas.
- Supervisar y mantener en buenas condiciones las puertas de madera del sostenimiento de la mina.
- Generalmente el sostenimiento en las minas se realiza con puertas alemanas que se conforman con tres maderas resistentes que conforman un trapecio, las partes de la puerta son Capiz que se instala en la parte superior de la puerta soportada por dos palancas. El Capiz puede ser sencillo o de doble diente o patilla. También se utilizan tiples y cuñas para ajustar las puertas y forros de paredes.
- Los tiples son troncos de madera que se instalan perpendicularmente entre las puertas para evitar que se inclinen, para el ajuste en las palancas se realizan con cortes en boca de pescado. Las cuñas son troncos pequeños de madera que se utilizan para ajustar las puertas con la roca y el forro es la madera utilizada entre la puerta y la roca para evitar caída de roca.

Figura 5.42. Sostenimiento de puerta alemana. Sección mínima 3 m². Altura mínima 1.80m



Las zonas mineras donde se implementen tambores de acceso verticales como apiques o inclinados se debe tener en cuenta la calidad del macizo rocoso, el tiempo de servicio y destino, la implementación de un buen sostenimiento y el material de fortificación para trabajar con condiciones de seguridad. Deberán diseñarse con estudios geo mecánicos hidrológicos, contar con suministro de energía o plantas para garantizar el bombeo continuo de aguas hacia la superficie. Construirse con suficiente espacio para permitir dos accesos uno de personal independiente del de transporte de insumos y materiales.

5.3.4. VENTILACIÓN

La ventilación de la mina es necesaria para garantizar una buena atmósfera minera para el personal, durante el desarrollo de las operaciones de arranque, voladuras, cargue y transporte.

Es importante recordar que en toda labor minera es necesario contar con una entrada y una salida independiente para lograr circuito de ventilación y como vía alterna de evacuación de personal. Las labores de entrada y salida independientes preferentemente estarán ubicadas a una distancia de 50 metros entre una y otra.

En las minas subterráneas visitadas la mayor parte contaba con ventiladores soplantes tipo búfalo cuya operación es necesario que se monitoree debido a que las mangas o conductos del aire generalmente no son las adecuadas como tela de costal, tubos de pvc, también las mangueras se pueden encontrar deterioradas lo que hacen que se ocasionen pérdidas de caudal de aire, el cual puede resultar insuficiente para garantizar la buena atmósfera al interior de la mina. Por ello es importante contar con un termo anemómetro para medir la temperatura al interior de la mina y el caudal del aire que se encuentra circulando para identificar si hay que implementar acciones correctivas.

Es importante considerar el caudal de aire mínimo por trabajadores. Dicho caudal es el volumen mínimo de aire que circula en las labores subterráneas, y debe calcularse teniendo en cuenta el turno de mayor personal, la elevación de las labores sobre el nivel del mar, gases o vapores nocivos y gases explosivos.

Estos son los volúmenes mínimos de caudal:

- Excavaciones mineras hasta 1500 metros sobre el nivel del mar: 3m³/min por cada trabajador.
- Excavaciones mineras con cotas superiores a los 1500 metros sobre el nivel del mar: 6m³/min por cada trabajador.

Las labores mineras del distrito minero de Frontino se encuentran sobre los 80-100 m.s.n.m. (500 m.s.n.m.), por lo que los requerimientos de aire para las labores por cada trabajador son 3m³/min.

En las labores mineras se deben realizar monitoreo de medición de gases que se puedan presentar en las minas, para el cual se requiere contar con un multidetector de seis gases y con un tablero de registro de las mediciones diarias donde se registre la fecha y hora, frente de trabajo y las concentraciones de la medición de gases.

Es necesario llevar un registro en un libro de las mediciones realizadas. En caso de presentarse altas concentraciones de gases tóxicos o asfixiantes o explosivos se requiere evacuar el personal y ventilar las labores mineras o realizar correctivos a la ventilación hasta que se logre una atmosfera normal.

La temperatura y humedad influyen en la jornada laboral del personal por lo cual esta se puede controlar con la ventilación.

La temperatura efectiva es la combinación de la temperatura del ambiente, la humedad relativa y el movimiento del aire en la mina que genera la sensación de frío o calor en el personal al interior de la mina.

La temperatura efectiva en el frente de trabajo se calcula de la siguiente manera:

$te = 0.7 th + 0.3 ts - V$, donde:

te = temperatura efectiva

th = temperatura húmeda en grados centígrados.

ts = temperatura seca en grados centígrados.

V = Velocidad de la corriente del aire m/s.

Los tiempos de permanencia del personal en los frentes de trabajo, según la temperatura efectiva son los siguientes:

Figura 5.43. Temperatura efectiva te (°C) vs Tiempo de permanencia (horas)

TEMPERATURA EFECTIVA. TE (°C)	TIEMPO DE PERMANENCIA (HORAS)
28°C	Sin limitaciones
29°C	Seis (6) horas
30°C	Cuatro (4) horas
32°C	Cero (0) horas En aquellas partes de la mina donde se tenga una temperatura (te) superior a 31°C, solamente podrán entrar cuadrillas de salvamento de la mina o minero



Fotografía 5.17. Termómetro anemómetro. Fuente: <https://mlstaticquic-a.akamaihd.net>.

El termoanemómetro permite realizar mediciones rápidas y exactas de la velocidad del aire, así como determinar el caudal de aire en pies cúbicos por minuto (CFM) y la temperatura del ambiente, tanto húmeda como seca.

Fotografía 5.18. Multidetector de gases. Fuente: <http://www.equilabser.com>.

Un multidetector de gases es un equipo que detecta la presencia de los gases contaminantes en la atmósfera minera cuando superan los valores límites permisibles para la exposición y seguridad del personal y de las labores. Si hay alta emanación de gases, el equipo emite una señal óptica y acústica de alarma para que se tomen las medidas correctivas correspondientes.



5.3.5. MINERO-AMBIENTALES

En las explotaciones mineras artesanales visitadas del distrito minero de San Martín de Loba, Frontino, se identificaron los siguientes aspectos minero-ambientales: las pequeñas explotaciones extraen el material estéril de la mina y este generalmente es depositado en los alrededores de la explotación. Los materiales estériles que se derivan de las explotaciones mineras deben ser dispuestos de manera adecuada en un sitio destinado a este fin. Hay que disponerlos organizadamente en niveles y posteriormente revegetalizar las áreas intervenidas. También es posible utilizarlos como relleno dentro de las explotaciones, caso en que también servirán como sostenimiento en las labores ya abandonadas.

Se requiere un manejo de aguas de mina debido a que estas labores requieren un bombeo continuo de agua y esta es dispuesta en la superficie sin controles.

La zona ha sido explotada tanto en grandes excavaciones aluviales dejando áreas con materiales removidos por maquinaria pesada lo cual se presentó en los años 80 y posteriormente el paso a explotaciones subterráneas rudimentarias que han también requieren realizar un manejo de sus materiales, estériles y aguas de mina.

Fotografía 5.19. Aspectos Ambientales. A) Disposición de colas de beneficio en laderas. B) vertimiento de aguas de mina libremente a laderas. C) materiales estériles dispuestos a campo abierto. Se observan las Chatarreras recuperando minerales entre los estériles



5.3.6. SEGURIDAD

En seguridad es importante el uso de elementos de protección personal, elementos para trabajo en alturas, como arnés, cuerdas de seguridad, líneas de vida, guayas de seguridad. Hay que tener en cuenta que, cuando se utilizan cuerdas para transportar personal, se deben revisar permanentemente, porque de ellas depende su vida.

Aspectos que se deben revisar en las cuerdas:

1. Su resistencia no debe disminuir a menos del 90% de la original
2. La sección de un segmento de cable de prueba sometido a un máximo de tracción no puede disminuir su resistencia por debajo del 60% de la sección original
3. El número de hilos rotos en el tramo de dos metros donde haya más roturas no puede exceder del 10% de la cantidad total de hilos
4. Los cables no deben estar afectados por corrosión acentuada
5. Si la tasa de alargamiento de un cable de izaje que trabaja por fricción comienza a mostrar rápido incremento, el cable se debe desechar
6. Si existe aplastamiento o flexión brusca en cualquier punto de su longitud, la resistencia de la cuerda puede verse afectada

Fotografía 5.20. Malacate manual y cuerda utilizada para descender personal a la mina y sacar materiales



5.4. CONCLUSIONES

- En general, las mineralizaciones identificadas en el estudio presentan como características venas angostas (<3 m) con buzamientos inclinados y respaldos competentes, por lo que se puede pensar en métodos de explotación como corte con relleno, ensanche de tambores y subniveles o guías y sobreguías. Las metodologías deberán evaluarse según las condiciones de cada mina, y finalmente se seleccionará la que ofrezca mejores garantías para la explotación. El método de explotación empleado en las minas artesanales estudiadas se caracteriza principalmente por utilizar tambores sobre y bajo el nivel de la guía de trabajo, donde se encuentra la mineralización. Este método exige construir apiques y galerías, y la explotación se realiza siguiendo el rumbo de las vetas, que, en la zona estudiada, variaban entre 0,30 y 1 m.

Es muy importante tener en cuenta los análisis geomecánicos de los macizos rocosos y las revisiones periódicas de los trabajos para verificar las condiciones de estabilidad de las rocas, con miras a implementar las medidas correctivas necesarias y adoptar los sostenimientos pertinentes, como puertas de madera, cuadros, canastas o palancas

- En las minas estudiadas se opta preferentemente por el acceso mediante apiques o tambores verticales porque es tradición en la región y por practicidad, ya que permiten el acceso a las vetas que se encuentran por debajo del nivel de la zona aluvial, que ronda los 80 m.s.n.m. Sin embargo, los accesos se realizan con elementos muy rudimentarios, como cuerdas de plástico o guasca, que implican riesgos para la vida de los mineros. Por ello es importante planificar los trabajos, de modo que se creen accesos más seguros, como inclinados con escaleras o apiques amplios que posibiliten la instalación de escaleras de caracol o por tramos, con rellanos.

- Es muy importante tener en cuenta los análisis geomecánicos de los macizos rocosos y las revisiones periódicas de los trabajos para verificar las condiciones de estabilidad de las rocas, con miras a implementar las medidas correctivas necesarias y adoptar los sostenimientos pertinentes, como puertas de madera, cuadros, canastas o palancas.

- Otro aspecto importante que debe tenerse en cuenta es el análisis de los costos de explotación, contrastado con las ganancias, debido a que en este tipo de labores se requiere permanente bombeo de agua, que implica alto consumo de energía eléctrica o uso permanente de motores diésel.

- La planeación minera y los procesos de formalización de la actividad minera son muy importantes para mejorar esa actividad económica en la región.

La planeación minera y los procesos de formalización de la actividad minera son muy importantes para mejorar esa actividad económica en la región

6.

ASPECTOS METALÚRGICOS

En este capítulo se muestran los diferentes aspectos metalúrgicos que se deben tener en cuenta, partiendo del conocimiento de las fases que comprende el proceso de beneficio y los principales equipos que realizan las operaciones unitarias.

Composición de planta de beneficio, detalle de la tova de gruesos y molino primario. Fotografía tomada por Viviana Pérez, Servicio Geológico Colombiano.



Para contextualizar el capítulo de descripción de plantas de beneficio en el distrito de Sur de Bolívar, que comprende los municipios de San Martín de Loba, Barranco de Loba, Tiquisio y Norosí, cabe destacar que esta región tiene una gran ventaja en cuanto a recursos hídricos y naturales, además de ser una zona estratégicamente ubicada que cuenta con vías de comunicación importantes, como los ríos Magdalena y Cauca. Por otro lado, el sur de Bolívar se destaca por poseer uno de los distritos de minería de oro más importantes del país, lo que hace que la economía de la región gire en torno a la explotación minera; también existe la comercialización de la madera, la pesca y la agricultura a menor escala. La explotación del petróleo también es una actividad económica importante en la zona del Magdalena medio, como es el caso del centro petrolero de Barrancabermeja (SRJ, 2016).

La actividad económica campesina se basa en la minería, la pesca y, en menor medida, la ganadería. Todas estas actividades económicas son de subsistencia, ya que el cultivo se hace por medios rudimentarios y las posibilidades de comercialización son difíciles debido a los altos costos de transporte, el mal estado de las vías y la inexistencia de centros de acopio (Vía Campesina, 2000). Adicionalmente, ante la falta de garantías para el trabajo de la tierra en la siembra de productos agrícolas, los cultivos ilícitos (coca y marihuana) han ganado terreno y se han convertido en una de las pocas fuentes de subsistencia de los pobladores.

Específicamente, la minería de oro en Bolívar ha sido una actividad económica tradicional desde la época de la Colonia. Este departamento produce cerca de 4 t/año, lo que representa el 6% del total nacional. El potencial minero está en el sur de Bolívar, donde figuran 159 títulos, hay una presencia considerable de productores tradicionales y crece el interés de empresas del sector. Sin embargo, esta región es blanco de la explotación ilícita de minerales: cifras oficiales señalan que por lo menos el 70% de la actividad de la zona se desarrolla en estas condiciones, especialmente por grupos armados (Semana, 2017).

La minería es una fuente de ingresos para la economía de la región por las regalías. Sin embargo, esto ha motivado graves violaciones de los derechos humanos a lo largo de la historia del sur del departamento de Bolívar, dada la continua pugna para ejercer dominio sobre el territorio en una lógica guiada por los intereses económicos (Proyecto Colombia Nunca Más, 2008). Actualmente, empresas multinacionales se han mostrado interesadas en la explotación de los yacimientos de minerales, lo que ha generado conflictos con la población, como ha pasado en Santa Cruz, municipio de San Martín de Loba (CNC, 2019; Hernández Mora, 2017). Como consecuencia, ha aumentado el riesgo de desplazamiento de los mineros ancestrales, que con sus prácticas tradicionales subsisten de la minería informal. Esta modalidad ha sido ejercida desde la época colonial por mineros que han transmitido sus conocimientos a sus descendientes y que han visto en esta actividad una forma de subsistencia; sin embargo, este tipo de minería ha sido categorizada como ilegal por no contar con un título minero, lo que básicamente significa no estar inscrito en el Registro Minero Nacional (Ley 685 de 2001).

Durante la visita técnica del equipo de metalurgia del Servicio Geológico Colombiano, sede Cali, a las plantas de beneficio de los diferentes sectores, varios de los responsables de las minas expresaron que se encuentran en proceso de “formalización”. La figura legal a la cual se pretenden acoger es la solicitud de un área de reserva especial (ARE), que se define como zona donde existen explotaciones tradicionales de minería informal y que, por solicitud de una comunidad minera, se delimitan de manera que, temporalmente, no se admitan nuevas propuestas sobre todos o algunos de los minerales ubicados en dichas zonas (Resolución 205 de 2013).

Entretanto, durante la visita realizada por los profesionales del SGC de la sede de Cali se evidenció que los mineros operan sus explotaciones bajo la figura de “minería de hecho”. La mayoría de plantas de beneficio o “entables” visitados prestan el servicio de beneficio del mineral aurífero extraído de los frentes de mina (trituración y molienda) a los mineros del sector. El “dueño” del entable, que generalmente es el responsable de la mina, recibe por el servicio de beneficio un alquiler o un porcentaje de la ganancia por el oro gravimétrico recuperado. Adicionalmente, el dueño del entable proporciona a los mineros los insumos necesarios para el beneficio y se queda con las “arenas” molidas, que beneficia usando cianuración por percolación o en tanques agitados.

El tipo de operación descrito es el más común en los sectores visitados. Los equipos utilizados para las operaciones de trituración y molienda son las trituradoras de mandíbulas y los barriles; plantas de beneficio como La Chiva, en San Martín de Loba, El Cañaveral y la planta de beneficio situada en el sector de Casa de Barro utilizan molinos de bolas continuos, y solo la mina La Esperanza, en el sector de Buena Señá, emplea el molino chileno en el proceso de molienda. A la conminución siguen procesos de concentración gravimétrica en mesas tipo Wilfley o JIG.

Para los mineros, la principal ventaja de usar los barriles es su versatilidad, debido a que muchos trabajadores no consiguen extraer mineral suficiente para procesarlo en otro tipo de molino. Además, el mineral que generalmente se extrae de las vetas es la fracción que, según su criterio, tiene más valor; por lo tanto, la dilución o el procesamiento de este mineral en equipos de mayor escala resulta poco práctica. Como se mencionó, en la mayoría de plantas de beneficio se encontraron sistemas de cianuración por percolación en albercas o en taques de agitación denominados trompos. La cianuración generalmente se realiza por tandas o “golpes”, que consisten en retirar la solución “preñada” o rica en oro después de un determinado tiempo de cianuración y adicionar solución de NaCN nueva. Este procedimiento se realiza tres o cuatro veces, dependiendo del criterio de los operadores de planta. En las plantas de beneficio visitadas no se observaron sistemas de monitoreo del proceso de cianuración (titulación, determinación de oro en solución, etc.).

En este escenario de conflicto permanente, en el que confluyen la disputa por el territorio entre actores armados, la latente amenaza de la llegada de multinacionales con títulos mineros y el deterioro significativo de los recursos naturales en la zona, como el agua, el suelo, las especies animales y vegetales, quedan en evidencia las dificultades que están viviendo los habitantes de la región para permanecer en su territorio, por abandono del Estado o la persecución emprendida contra la minería catalogada de ilegal, y por el agotamiento de los recursos que en el pasado les permitieron establecerse y subsistir.

6.1. FUNDAMENTOS TÉCNICOS DEL PROCESO DE BENEFICIO METALÚRGICO

6.1.1. BENEFICIO DE MINERALES EN PLANTA

Figura 6.1. Etapas de beneficio metalúrgico en planta. Fuente: Carvajal Herrera (2008) y Ministerio de Minas y Energía (2015)



6.1.2. PROCESO DE CONMINUCIÓN (TRITURACIÓN Y MOLIENDA)

La conminución o reducción de tamaño de un mineral representa la primera etapa del beneficio, después de la extracción del mineral de la mina. La conminución es una etapa importante en el beneficio de minerales y contribuye a disminuir en un gran porcentaje los costos operativos y de capital de cualquier planta de procesamiento mineral. Dicho porcentaje oscila entre 30% y 50% del consumo total de energía de una planta, y puede llegar a un 70%, en el caso de minerales muy competentes (Napier, Morrel, Morrison y Kojovic, 1996). Entre los objetivos de la conminución se cuentan estos:

- Producir partículas de tamaño y forma adecuados para su utilización directa
- Liberar los minerales valiosos de los minerales de ganga, de modo que los primeros puedan ser concentrados
- Aumentar el área superficial disponible para reacción química

La reducción de tamaño del mineral extraído de la mina hasta lograr su adaptación a las operaciones de molienda y concentración es realizada en seco y por etapas, sobre todo debido al gran volumen de dichos fragmentos. La reducción en una sola etapa se traduce en mayores gastos energéticos y costos de operación, debido al mayor desgaste de los equipos.

Se puede definir la trituración como el conjunto de operaciones cuyo objeto es reducir grandes fragmentos de mineral a fragmentos menores, para facilitar las operaciones subsiguientes de transporte, molienda, concentración, etc.

El fin principal es entregar a la molienda un producto con tamaños de partículas entre 5 y 20 mm (Wills y Finch, 2016). El proceso de trituración generalmente se divide en trituración primaria (gruesa) y trituración secundaria (media y fina).

Figura 6.2. Diagrama de proceso de conminución (trituración y molienda)



6.1.2.1. TRITURACIÓN PRIMARIA (GRUESA)

Para la trituración gruesa se emplean las trituradoras de quijadas y giratorias (cónicas). Los tamaños de alimentación pueden variar, según el tamaño de la planta de beneficio. Así, en plantas que procesan más de 1.000 t/h pueden entregarse fragmentos con dimensiones de hasta 1.500 mm. La fragmentación de los minerales en la trituración primaria se da por la aplicación, fundamentalmente, de las fuerzas de compresión, clivaje y abrasión, aplicadas hasta obtener fragmentos cuya dimensión puede variar entre 300 y 100 mm, que son enviados a las siguientes etapas de trituración.

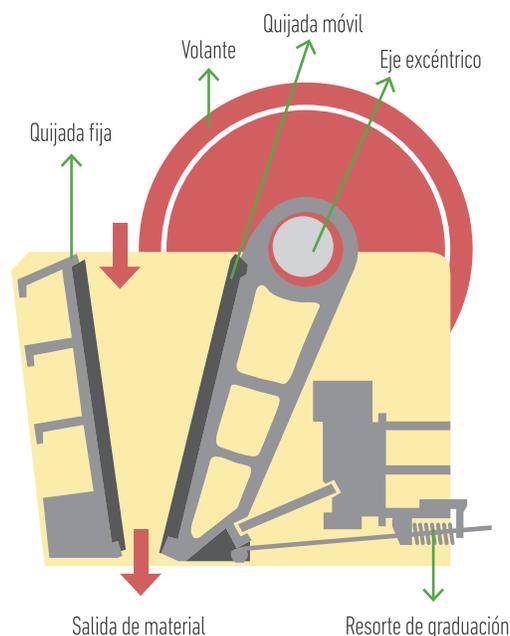
Trituradora de quijadas

En la trituradora de quijadas, el mineral se fragmenta mediante compresión, en combinación con el clivaje, entre las superficies de las quijadas fija y móvil. La quijada móvil se aproxima (durante la marcha de trabajo) o se aleja (durante la marcha en vacío) de la quijada fija, al rotar el árbol excéntrico. Durante la marcha de trabajo

se efectúa la trituración, y durante la marcha en vacío, la descarga por debajo del material triturado por la acción de la gravedad (Metso, 2009).

Existen tres tipos de trituradoras de quijadas, que se clasifican de acuerdo al movimiento de la quijada móvil. En la trituradora de tipo Blake, la quijada móvil es pivotada en la parte superior y puede variar la abertura de salida; la trituradora tipo Dodge es pivotada en la parte inferior y puede variar la abertura de entrada; la trituradora de tipo universal es pivotada en el medio de la quijada móvil y pueden variar tanto las aberturas de entrada como de salida (Wills y Finch, 2016).

Figura 6.3. Diagrama de operación de una trituradora de quijadas



VARIABLES DE ENTRADA
· Ángulo de pelliczo
· Diámetro mineral inicial
· Diámetro mineral final
· Índice de Bond (kWh/t)
· Coeficiente de variación de peso
· Densidad mineral
· Eficiencia
· Múltiplo de variación de longitud de boca.

VARIABLES DE OPERACIÓN
· Ancho de abertura de la boca
· Longitud de la boca
· Altura de la pared delantera
· Capacidad (t/h)
· Velocidad (rpm)
· Velocidad crítica (rpm)
· Velocidad óptima (rpm)
· Potencia requerida (HP)

Fotografía 6.1. Modelo de trituradora de quijadas



6.1.2.2. TRITURACIÓN SECUNDARIA (FINA)

Después de la trituración gruesa, el material se somete a una trituración en las máquinas de trituración media y fina, en las cuales el proceso se realiza con el tamaño de salida de la trituración primaria hasta tamaños menores de 10 mm. En la trituración media y fina se utilizan principalmente trituradoras cónicas y de impacto.

Trituradora de impacto

La trituradora de impacto (martillos) es una máquina que aprovecha la energía de un impacto o golpe para fragmentar el mineral. En general, estas máquinas proporcionan tasas mayores de reducción, si se comparan con las que proveen las trituradoras de mandíbulas, así como un buen factor de forma. Sin embargo, en materiales arcillosos su rendimiento disminuye.

La entrada de la alimentación de la trituradora se sitúa en la parte superior, en un lateral con 45° respecto a la vertical; la salida del producto se encuentra en la parte inferior, y tiene una malla que clasifica el mineral que se encuentra en el tamaño adecuado. Las placas de choque, de acero al manganeso, se desgastan de forma desigual, por lo que se diseñan de forma simétrica para invertir las y aprovecharlas mejor. Suelen ser dentadas para facilitar la fractura del mineral.

Fotografía 6.2. Modelo de trituradora de martillos

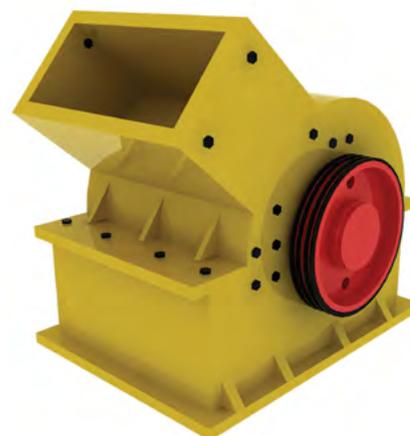
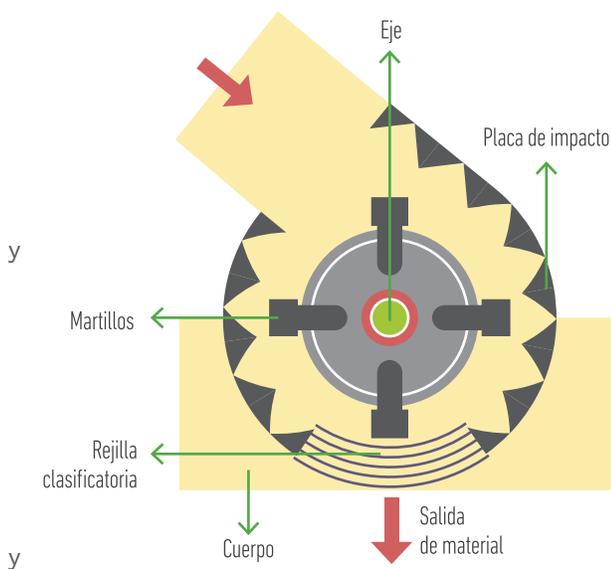


Figura 6.4. Diagrama de funcionamiento de la trituradora de martillos y tamaños de trituradoras de martillos, potencia nominal y capacidades aproximadas (Denver, 1954)

MODELO	TAMAÑO DE ALIMENTACIÓN (mm)	TAMAÑO DE DESCARGA (mm)	CAPACIDAD (t/h)	POTENCIA DEL MOTOR (kW)	PESO (kg)
400 x 300	< 100	< 10	5-10	11	800
600 x 400	< 120	< 15	10-25	18.5	1500
800 x 600	< 120	< 15	20-35	55	3100
1000 x 800	< 200	< 13	20-40	115	7900
1000 x 1000	< 200	< 15	30-80	132	8650
1300 x 1200	< 250	< 19	80-200	240	13600



Molino chileno

El molino chileno es la versión moderna del antiguo molino de arrastre (Simonin, 1867). Es una herramienta versátil, pues cumple la función de triturador secundario y molienda. Por ser de fácil limpieza, no retiene material dentro, como sucede con el molino de bolas; además, cumple funciones de concentrador de partículas gruesas pesadas, como el oro.

El molino consiste esencialmente en discos pesados de acero que giran alrededor de un eje vertical y sobre un anillo con una superficie cóncava. Debido al peso de los discos, estos muelen el material cargado al mismo tiempo que crean corrientes que transportan el producto molido hacia las mallas de descarga. Este diseño (cóncavo y convexo) pretende mantener el mineral siempre dentro del área de molienda, evitando así la dispersión o derrame. Esta operación contempla bajos costos de operación mantenimiento, debido a la larga vida útil de sus componentes y la simplicidad de su funcionamiento (Velásquez, Veiga y Hall, 2010).

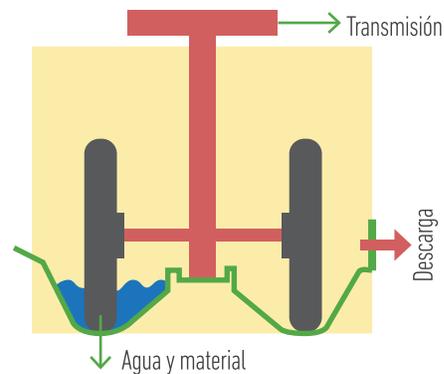
Fotografía 6.3. Modelo de un molino chileno



El molino chileno es una máquina versátil que permite triturar, moler y concentrar el oro grueso. Para las asociaciones es muy útil, debido a que cada minero puede trabajar su material sin que exista mezcla con materiales de diferentes minas

Figura 6.5. Diagrama de funcionamiento de un molino chileno

MODELO	CAPACIDAD (t/h)	DIÁMETRO DEL MOLINO (m)	POTENCIA DEL MOTOR (HP)	PESO APROX. DE DISCOS DE MOLIENDA (kg)
1	12-30	1,5	6	500
2	30-60	1,8	12	1000
3	70-120	2,5	18	1750



6.1.2.3. MOLIENDA

Es la operación final del proceso de conminución y consiste en reducir de tamaño partículas procedentes de la trituración media o fina (con fragmentos menores de 20 mm), hasta un tamaño que se encuentra en el rango de 28 a 200 mallas Tyler en la molienda gruesa, y menores de 325 mallas en la molienda fina. La molienda gruesa se conoce en la práctica como convencional.

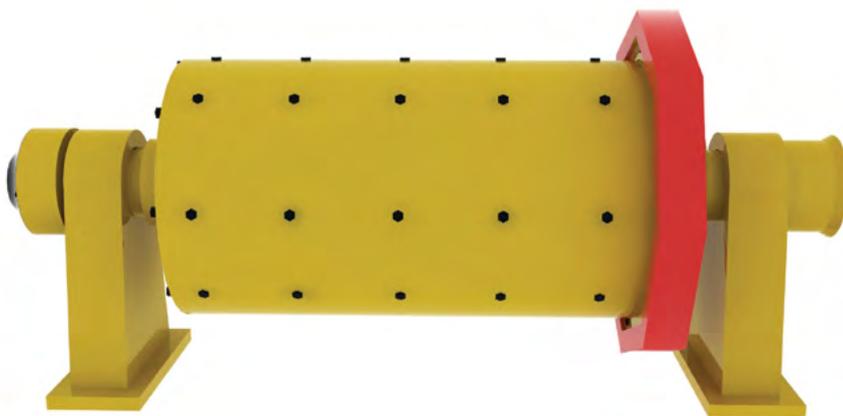
En una planta de beneficio de minerales, la molienda es la operación que representa el mayor consumo energético y de elementos consumibles, como revestimientos y medios molidores por tonelada de mineral procesado. Por ese motivo el diseño de los equipos y la definición de los parámetros de operación de la molienda son fundamentales para optimizar los costos y la recuperación de minerales valiosos.

Se requiere un molino de bolas remecedor para reducir el tamaño de los rechazos de los procesos gravimétricos, con el objetivo de obtener una mejor recuperación en los procesos posteriores, como la flotación y cianuración

Objetivos de la operación

Con base en la etapa del proceso de beneficio de un mineral, la molienda puede tener dos objetivos (Austin y Concha, 1994): primero, liberar el mineral valioso del mineral de ganga a un tamaño lo más grueso posible; este es el caso de la concentración gravimétrica, en la cual se debe evitar la sobreproducción de finos (lamas). Segundo, obtener el tamaño de partícula apropiado para el proceso de concentración por flotación o para los procesos hidrometalúrgicos en los que se requiere que el mineral valioso esté expuesto en la superficie de las partículas, para que así puedan actuar sobre él los reactivos utilizados en los procesos antes mencionados.

Fotografía 6.4. Modelo de un molino de bolas



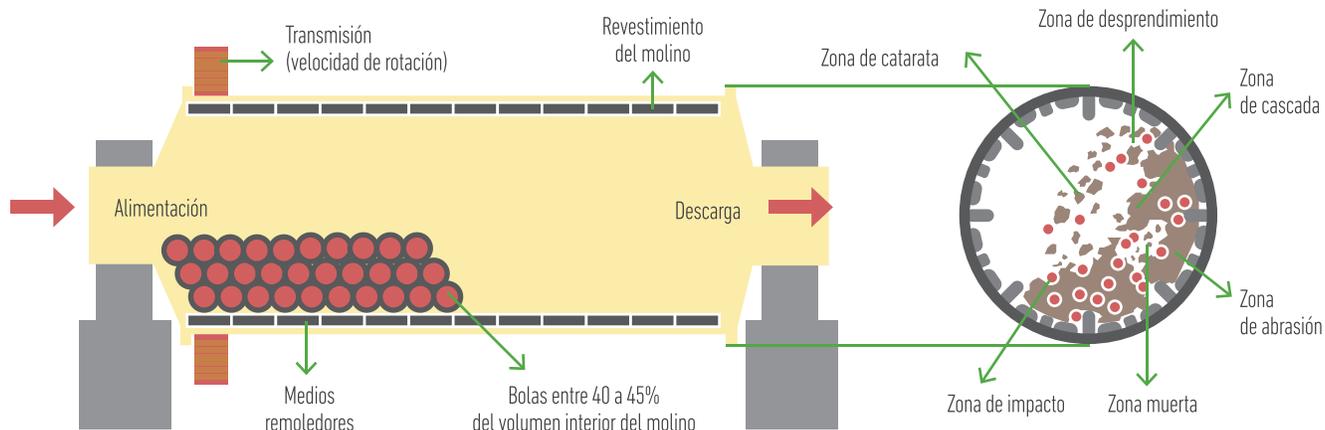
Molino de bolas

Los molinos rotatorios se componen de un tambor cargado con una fracción de entre 25 y 45% de su volumen con medios molidores (bolas de acero, barras y cilindros de acero o guijarros, etc.). Durante la rotación del tambor, los medios molidores son arrastrados conjuntamente por la superficie de las paredes bajo la acción de la fuerza centrífuga y la fuerza de rotación a una altura determinada, y luego se deslizan o caen libremente y muelen el material por impacto y abrasión.

Las bolas (medios molidores) están completamente sueltas, móviles, y son de mayor peso y tamaño que las partículas de mineral que se molerá.

Los medios molidores son arrastrados y levantados por la rotación del tambor, en un ángulo tal que la fuerza de gravedad (el propio peso de las bolas) supera a las fuerzas de cohesión y centrífuga de rotación del tambor. Estas, entonces, caen en movimiento de cascada y catarata fracturando así las partículas por impactos y fricciones continuos y repetidos. Esto se logra cuando el molino gira entre un 50 y un 75% de su velocidad crítica (Wills y Finch, 2016).

Figura 6.6. Diagrama de funcionamiento de un molino de bolas, tamaños estándar de molinos de bolas, potencia nominal, capacidades aproximadas y variables de operación. Fuente: 911 Metallurgist, 2018



DIÁMETRO X LONGITUD (m)	ROTACIÓN APROXIMADA (rpm)	VOLUMEN DE CARGA DE BOLAS (t)	CAPACIDAD (t/h)	POTENCIA DEL MOTOR (kW)	PESO DEL MOLINO (t)
0,9 x 1,8	37	1,5	0,65 - 2	18,5	4,6
0,9 x 3	36	2,7	1,1 - 3,5	22	5,6
1,2 x 2,4	36	3	1,5 - 4,8	30	12
1,2 x 3	36	3,5	1,6 - 5	37	12,8
1,2 x 4,5	32	5	1,6 - 5,8	55	13,8
1,5 x 3	30	7,5	2 - 5	75	15,6
1,5 x 4,5	27	11	3 - 6	110	21
1,5 x 5,7	28	12	2,5 - 6	130	24,7
1,83 x 3	25	11	4 - 10	130	28
1,83 x 4,5	25	15	4,5 - 12	155	32
2,1 x 3	24	15	6,5 - 36	155	34
2,1 x 4,5	24	24	8 - 43	245	42

La velocidad crítica es la velocidad en la cual la fuerza centrífuga, por efecto de giro del molino hace que los cuerpos molidores se mantengan adheridos a la pared del molino y no caigan antes de dar un giro completo

VARIABLES DEL EQUIPO	VARIABLES DEL MINERAL	VARIABLES DE OPERACIÓN
<ul style="list-style-type: none"> · Diámetro x longitud · Fracción de llenado · Porcentaje de la velocidad crítica · Tamaño máximo de cuerpos molidores · Porcentaje de sólidos · Capacidad nominal 	<ul style="list-style-type: none"> · Densidad del mineral · Diámetro máximo de la alimentación · Distribución granulométrica de la alimentación · Índice de Bond molienda 	<ul style="list-style-type: none"> · Flujo de alimentación · Densidad de pulpa · Consumo energético · D80 del producto · Distribución granulométrica del producto

Ecuación de velocidad crítica fuente (Austin y Concha, 1994):

siendo V_c la velocidad crítica del molino en rpm, D_m el diámetro del molino en m y D_b el diámetro mayor de los cuerpos molidores en m.

$$V_c = \frac{42.3}{\sqrt{D_m - D_b}}$$

6.1.3. CLASIFICACIÓN GRANULOMÉTRICA

Clasificación por cribado

El proceso de separación de sólidos a granel en clases según el tamaño, mediante el cernido a través de uno o varios tamices, se denomina *clasificación granulométrica*. La clasificación granulométrica en la criba se efectúa con un movimiento relativo del material y la superficie de trabajo (tamiz). Como resultado, se obtienen dos productos: partículas que pasan a través del tamiz (corriente B, llamada de *bajo tamaño*) y partículas que quedan en la parte superior del tamiz (corriente K, llamada de *rechazo*).

La función de la criba es dividir la corriente de alimentación en fracciones por tamaño, independientes de su composición química o mineralógica. Las operaciones de cribado a seco generalmente están asociadas a los equipos de trituración, siendo estas las responsables del control del tamaño del producto final y del porcentaje de recirculación de los circuitos de trituración (Austin y Concha, 1994).

Variables que afectan la operación

La eficiencia del cribado o la probabilidad de que una partícula determinada de la alimentación vaya al rechazo R o al bajo tamaño B depende de la posibilidad que tenga de pasar a través de la abertura del tamiz.

Las partículas sobre la superficie de trabajo se obstaculizan unas a otras, y por ello puede ocurrir que algunas no lleguen a descender hasta la superficie. La posibilidad de que una partícula pase a través de una abertura, una vez llegue a la superficie, depende de tres factores:

1. De las dimensiones de las partículas y del orificio del tamiz
2. De la forma de alimentación y de la posición de llegada a la superficie
3. De la inclinación de la superficie

6.1.4. CLASIFICACIÓN HIDRÁULICA

La operación de clasificación se caracteriza por el uso de agua adicional a la de la pulpa de alimentación, introducida de manera que la dirección de su flujo se oponga a la dirección de las partículas que se están realimentando.

En la minería de oro se suelen emplear genéricamente dos tipos de clasificadores hidráulicos: los de corriente horizontal accionados mecánicamente, y los hidrociclones.

Hidrociclón

El hidrociclón es un equipo que se emplea, entre otras cosas, para clasificar partículas de tamaños entre 300 y 5 micrones (Wills y Finch, 2016).

La palabra *hidrociclón* está compuesta por el prefijo *hidro-*, que se refiere a la operación por vía húmeda (generalmente agua), y *ciclón*, que alude a la formación interna de un vórtice hidráulico (cuando se opera con agua) o neumático (cuando se opera con aire).

Fotografía 6.5. Modelo de un criba



Las cribas son útiles principalmente durante las etapas de trituración. En tamaños inferiores a 1/16", pierden su eficiencia debido al taponamiento

Fotografía 6.6. Modelo de un hidrociclón

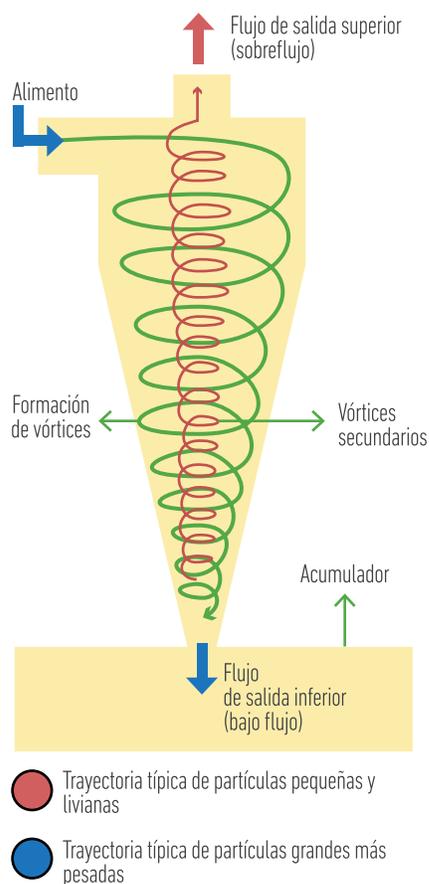


Aunque el hidrociclón es un equipo bastante simple en su forma, su funcionamiento es muy complejo. Partamos del hecho de que la pulpa entra con una alta velocidad tangencial, que crea un vórtice. Las partículas, debido a este movimiento circular, se ven sometidas a dos fuerzas: una es la fuerza centrífuga, que lanza las partículas hacia las paredes del hidrociclón, y que es producto del movimiento curvilíneo; la otra fuerza es la centrípeta, dirigida, como su nombre lo indica, al centro del equipo. Esta fuerza es el resultado de un movimiento radial originado por un semivació que se produce en el centro del hidrociclón.

La diferencia de presión entre el vórtice y su centro origina una fuerza que trata de llenar el vacío. Ahora, si al vórtice formado por la pulpa se le introduce un tubo en la parte superior (buscador de vórtice), por este comienza a ascender dicha pulpa y a evacuar el hidrociclón. Por lo tanto, queda un equipo con una entrada tangencial y dos salidas: una superior, que se denomina *rebalse*, y otra inferior, que se denomina *descarga*.

Entonces, como el buscador del vórtice está ubicado en el centro del hidrociclón, por él va a evacuarse el material fino que sale por el rebalse, mientras que por la descarga saldrán las partículas más gruesas de la distribución granulométrica que ingresó al equipo y que generalmente son retornadas al equipo de molienda.

Figura 6.7. Diagrama de funcionamiento de un hidrociclón, tamaños de hidrociclones, presiones y capacidades aproximadas. Fuente: Denver, 1954



VARIABLES DE OPERACIÓN	VARIABLES DE ENTRADA
<ul style="list-style-type: none"> · Peso de la pulpa · Densidad de la pulpa · Caudal de pulpa · Diámetro cilíndrico · Diámetro rebosadero · Diámetro de alimentación · Diámetro de descarga 	<ul style="list-style-type: none"> · Masa de sólidos en descarga · Diámetro mineral rebosadero · Densidad del sólido · Densidad de fluido · Porcentaje de sólidos · Masa de sólidos por hora · Caída de presión · Porcentaje de rebose (Overflow)

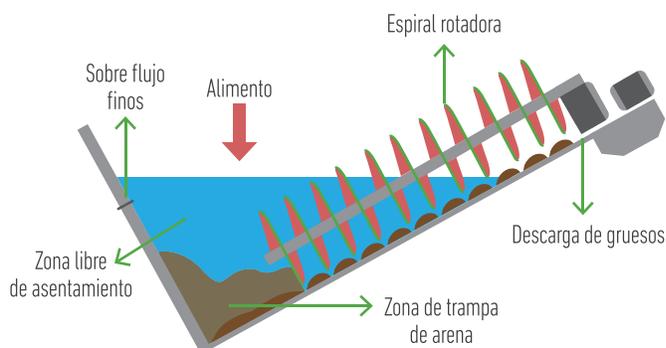
PULGADAS	DIÁMETRO (mm)	ALTURA (mm)	PESO (Kg)	VOLUMEN (m³)	CAUDAL (m³/h)	PRESIÓN MÁX: (Kg/cm²)
2"	8"	792	20	0.063	11-17	8
3"	8"	910	26	0.133	18-34	8
4"	16"	1630	105	1.100	52-82	8
6"	20"	2195	230	1.350	98-160	8

Clasificador de espiral

En este tipo de clasificadores hidráulicos, las partículas de mineral con baja velocidad de sedimentación son arrastradas por el fluido y descargadas por rebalse; las partículas de mineral con velocidad de sedimentación alta se depositan en el fondo del equipo y son transportadas a la parte superior por una espiral (Wills y Finch, 2016).

Generalmente, los clasificadores en espiral son utilizados para cerrar los circuitos de molienda. Estos tienen la capacidad de absorber con relativa facilidad perturbaciones en el circuito, como variación del flujo o de la

Figura 6.8. Diagrama de funcionamiento de un clasificador de espiral



distribución de tamaño de partícula de la alimentación. Las principales variables que influyen en la eficiencia de la clasificación y el tamaño de corte son el nivel de pulpa en la zona de sedimentación, la velocidad de la espiral, el porcentaje de sólidos de la pulpa, el flujo y la distribución de tamaño de partícula de la alimentación.

6.1.5. CONCENTRACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS POR GRAVIMETRÍA

$$\text{TENOR} = \frac{\text{CANTIDAD DE MINERAL ÚTIL}}{\text{CANTIDAD DE MINERALES EXTRAÍDOS}}$$

El objetivo principal de la concentración es enriquecer el mineral valioso eliminando los minerales de ganga y minimizando, en lo posible, las pérdidas de mineral.

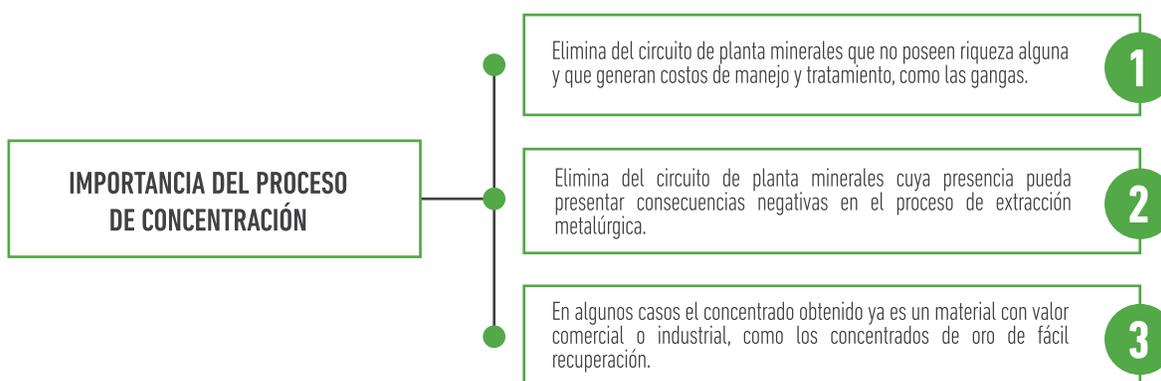
El concepto de *tenor* es importante en el desarrollo de los objetivos que se pretenden alcanzar en la concentración de minerales. Podemos definir el tenor de

un mineral como la relación que existe entre la cantidad másica o volumétrica de mineral de interés o valioso (oro) respecto a la cantidad másica o volumétrica en la mena. Por tanto, el tenor se puede expresar en gramos de mineral útil por tonelada de mineral total (g/t, g/m³).

Ahora, el objetivo de la concentración es elevar el tenor de una especie mineralógica de un metal u otro material en el concentrador, partiendo del tenor de alimentación.

En el caso ideal, el tenor del material útil, en las colas, debe ser nulo o cercano a cero. Como en todos los procesos no hay escenarios perfectos, este debe minimizarse en la medida de lo posible.

Figura 6.9. Importancia del proceso de concentración



Para una separación gravimétrica efectiva debe existir una diferencia entre los valores de la densidad del mineral y la ganga. Calculando el criterio de concentración se tendrá una idea de la viabilidad de la operación

6.1.5.1. CONCENTRACIÓN GRAVITACIONAL O GRAVIMÉTRICA

La concentración gravimétrica puede definirse como la separación de dos o más especies de minerales con diferente peso específico (diferente densidad), causada por el movimiento relativo, bien sea en un medio acuoso o de aire, debido a la respuesta de los sólidos a las fuerzas gravitacionales, centrífugas, de arrastre y empuje (Cetem, 2010).

Para que exista una buena separación debe tenerse en cuenta que no hay que alimentar las máquinas de concentración con distribuciones granulométricas muy amplias, es decir, en las que haya desde partículas muy finas a partículas muy gruesas.

Figura 6.10. Tabla de definición del Criterio de Concentración

VALOR DE CC	SEPARACIÓN	TAMAÑO (mm)
> 2,5	Fácil	Hasta 0,075
1,75 – 2,50	Posible	Hasta 0,150
1,50 – 1,75	Difícil	Hasta 1,7
1,25 – 1,50	Muy difícil	
< 1,25	No posible	

$$CC = \frac{D_h - D_f}{D_l - D_f}$$

D_h : Densidad del mineral pesado
 D_f : Densidad del medio fluido
 D_l : Densidad del mineral liviano
 CC: Criterio de concentración

Canalones

Los canalones son medios concentradores sencillos que constan de canales rectangulares ligeramente inclinados de fondo plano, cubiertos por bayetas (láminas de tejidos que retienen las partículas pesadas), o canales transversales denominados *rifles*.

Por estos canales pasa una corriente con un flujo de pulpa (25%-30% de sólidos) descendente. Las partículas de minerales más gruesas son atrapadas en el fondo de la bayeta o entre los rifles, y las partículas más finas siguen su curso descendente sin ser recolectadas por el canalón. Posteriormente el material retenido es recolectado en tanques para su tratamiento.

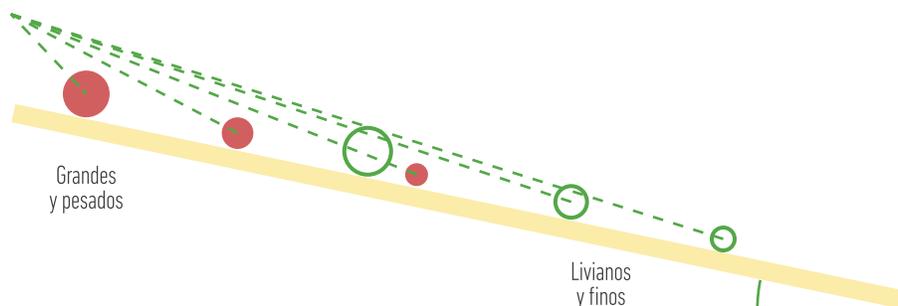
Para este tipo de minería, los canalones son generalmente construidos con concreto, aunque también se encuentran fabricados de madera, aceros convencionales o aceros inoxidable.

Las partículas en el fondo de la película de agua se ven afectadas por los siguientes factores (Cetem, 2010):

- Pendiente del canalón
- Espesor de la película de agua (caudal)
- Los coeficientes de fricción entre las partículas y la superficie
- La gravedad específica de las partículas
- La forma de las partículas
- La rugosidad de la cubierta

Variables de diseño de los canalones

Figura 6.11. Diagrama de principio funcionamiento de los canalones



Ancho. Es una de las dos variables más importantes. Existen dos problemas en la escogencia del ancho ideal. Para comenzar, es deseable tener un ancho angosto para disponer de películas de fluido profundas y permitir la evacuación de partículas grandes, pero este tamaño genera la pérdida de oro fino. El segundo problema es que un ancho mayor genera películas poco profundas, lo cual mejora la recuperación del oro, pero la capacidad de arrastre es baja.

Fotografía 6.7. Modelo de canalón



Esto indica que es necesario realizar una clasificación previa al proceso y que los anchos más comunes y efectivos son de 40" a 42".

Longitud. La longitud del canalón depende de la cantidad de finos presentes en la alimentación. La mayoría de partículas gruesas se recupera en los primeros metros, mientras que los finos requieren de mayor longitud.

Inclinación. Las pendientes de los canalones se expresan en porcentajes. Las pendientes más usadas están entre 4 y 5%.

Mesas de concentración (mesa Wilfley)

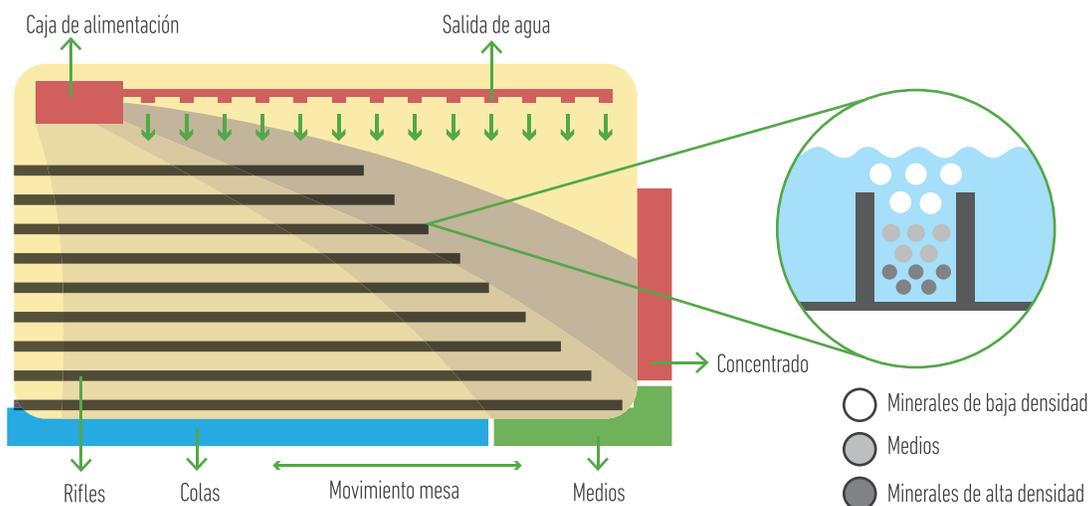
Este concentrador consiste en una mesa ligeramente inclinada con canales o rifles transversales. Se alimenta con una pulpa cuyo peso está constituido en un 25% por sólidos. La pulpa se introduce en la caja de alimentación y se distribuye por medio del agua de lavado que entra a lo largo de la superficie por el lado de la alimentación. La mesa vibra longitudinalmente por medio del mecanismo, lo que produce un desplazamiento lento hacia la izquierda y un retorno rápido hacia la derecha. Esto hace que las partículas minerales se arrastren lentamente a lo largo de la cubierta paralela en dirección del movimiento más lento.

Las partículas se mueven diagonalmente a través de la cubierta desde el extremo de alimentación. Las más pequeñas y pesadas viajan con mayor velocidad hacia el punto de recolección, en el extremo distante, mientras que las partículas más ligeras y grandes son conducidas al lugar de recolección de colas. Se usan colectores con separadores ajustables para recibir el producto concentrado, medios (mezcla de concentrado y ganga) y colas (ganga liberada).

Fotografía 6.8. Modelo de mesa Wilfley



Figura 6.12. Diagrama de funcionamiento de una mesa de concentración gravimétrica



VARIABLES DE DISEÑO
· Geometría de la mesa
· Material de la superficie
· Rifles (forma y distribución)
· Aceleración de sacudidas
· Velocidad del motor

VARIABLES DE OPERACIÓN
· Inclinación e la mesa
· Densidad de la pulpa alimentada
· Caudal de agua de lavado
· Ubicación del punto de alimentación

TAMAÑO EN MICRONES	CAPACIDAD (t/h)
750-250	1.5-3
400-150	1-2
200-75	0.5-1
100-40	0.2-0.5

Concentradores centrífugos (tipo Knelson o Falcon)

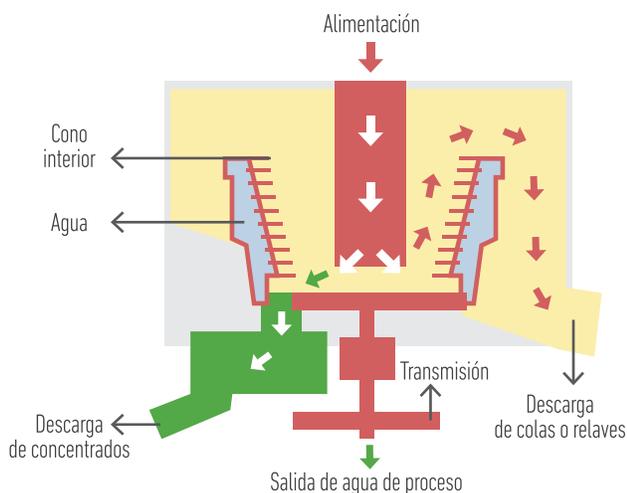
Los concentradores centrífugos son un tipo de concentrador gravimétrico que hace uso de la fuerza centrífuga. Tienen la ventaja de recuperar partículas finas. La capacidad de dichos equipos para cambiar el campo gravitatorio aparente es una alternativa valiosa en la recuperación de minerales finos como el oro (Wills y Finch, 2016).

Los concentradores centrífugos más utilizados en la industria mineral son los de tipo Knelson y tipo Falcon. Estos equipos tienen la ventaja de ser compactos. Su funcionamiento consiste en la formación de un lecho fluidizado de interior activo, útil para capturar minerales pesados (Knelson y Jones, 1994). Una fuerza centrífuga de hasta sesenta veces la de la gravedad actúa sobre las partículas y atrapa las más densas en una serie de anillos (rifles) ubicados en el compartimiento interior del equipo, mientras que las partículas de baja densidad son descargadas al producto de cola. Las capacidades de las unidades van desde la escala de laboratorio (0,03 t/h) hasta la escala industrial (150 t/h) para partículas que varían en tamaño desde 10 μm hasta un máximo de 6 mm. Generalmente se usa para alimentos en los que el componente denso que interesa recuperar es una fracción muy pequeña del material total: menos de 0,05% en peso.

Fotografía 6.9. Modelo de un concentrador centrífugo



Figura 6.13. Diagrama de funcionamiento de un concentrador centrífugo



Estas son las principales variables operacionales de los concentradores centrífugos:

- Tasa de alimentación de sólidos
- Porcentaje de sólidos de la alimentación
- Frecuencia de rotación
- Caudal de agua
- Caudal de aire
- Tiempo de formación del lecho fluidizado
- Tamaño de partícula de la alimentación

6.1.6. CONCENTRACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS POR FLOTACIÓN

La flotación se basa en la capacidad que tiene la superficie de un sólido de ser o no humectada por el agua.

Cuando dicho sólido se deja humectar, se dice que es hidrófilo (adsorbe agua en su superficie), mientras que, si no se deja mojar, es hidrófobo. Al introducir sólidos hidrófobos en agua, sus superficies no formarán enlaces con los grupos polares; por ende, en presencia de una burbuja que asciende, el mismo se adhiere y la acompaña a flotar en la superficie.

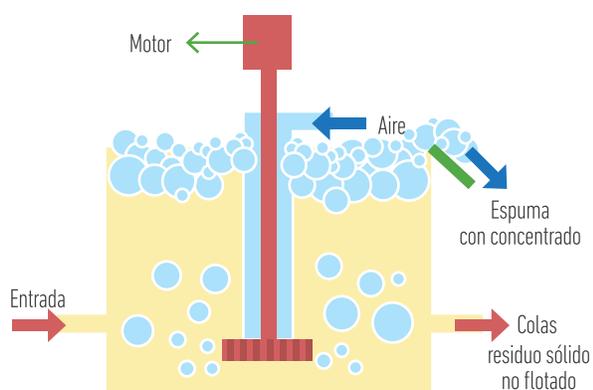
Para retirar este mineral es necesario agregar un reactivo químico (tensoactivo) que disminuye la tensión superficial del agua y permite el paso de las partículas. Este tensoactivo produce una fase de espuma que se puede retirar con una paleta, de forma manual o mecánicamente. Debido a que la gran mayoría de minerales son hidrófilos, es necesario agregar otro reactivo que se adsorba selectivamente sobre la superficie de las partículas de interés. Este reactivo se denomina agente colector y es de enorme importancia en la operación (Bulatovic, 2007).

Fotografía 6.10. Modelo de celda de flotación industrial



Figura 6.14. Diagrama de funcionamiento de una celda de flotación y variables de operación

REACTIVOS DE FLOTACIÓN	DESCRIPCIÓN	VARIABLES DE ENTRADA	VARIABLES DE OPERACIÓN
Agente espumante	Tensoactivo para generar espuma. Generalmente se usa aceite de pino (0.1 libra por tonelada, aprox.)	· Porcentaje de sólidos · Densidad del sólido · Densidad del fluido · Cantidad de sólido por hora · Cantidad de celdas	· Densidad de la pulpa · Caudal de pulpa por hora · Volumen de trabajo en celdas · Volumen de una sola celda · Longitud de lado de la celda
Agente colector	Para el caso del oro, colectores afines al azufre, generalmente xantatos (0.1 libra por tonelada, aprox.)		
Reguladores de pH	Se acostumbra tener un pH de 6 a 7.		



6.1.7. CIANURACIÓN

El proceso de lixiviación de oro con cianuro es el principal método desarrollado para extraer el metal, y es utilizado en prácticamente todas las grandes operaciones mineras del mundo.

Las razones que justifican su gran aceptación son tanto económicas como metalúrgicas. En general, con este método se recupera más metal que con el proceso de amalgamación. Además, es más seguro y simple de operar que procesos con cloro o bromo. La barra de oro final resultante de la operación es prácticamente pura.

El proceso de cianuración se basa en que las soluciones de cianuro de potasio o sodio tienen una disolución preferencial hacia las partículas de oro metálico que hacia otros materiales.

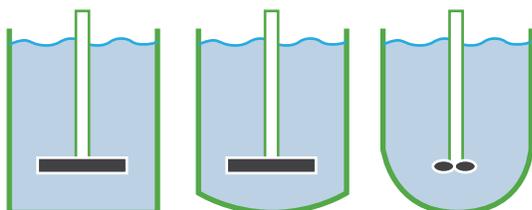
La cianuración es fuertemente afectada por el pH de la solución. Es esencial que la solución de cianuro se mantenga alcalina (altos pH) durante la lixiviación del oro, por las siguientes razones:

- Para prevenir la hidrólisis del ion cianuro
- Para prevenir la descomposición del cianuro por el CO₂ presente en el medio ambiente
- Para neutralizar compuestos ácidos de las menas, tales como sales ferrosas y sulfato de magnesio en las aguas de las plantas, antes de ser agregadas al circuito de cianuración
- Para descomponer el bicarbonato en las aguas de las plantas antes de usarse en la cianuración
- Para ayudar a la sedimentación de partículas, de tal manera que se pueda obtener una solución clara durante la separación de la mena cianurada

La siguiente ecuación engloba la reacción de la cianuración y el compuesto que se analiza.



Figura 6.15. Diagrama de tipos de diseño de tanque e impulsores



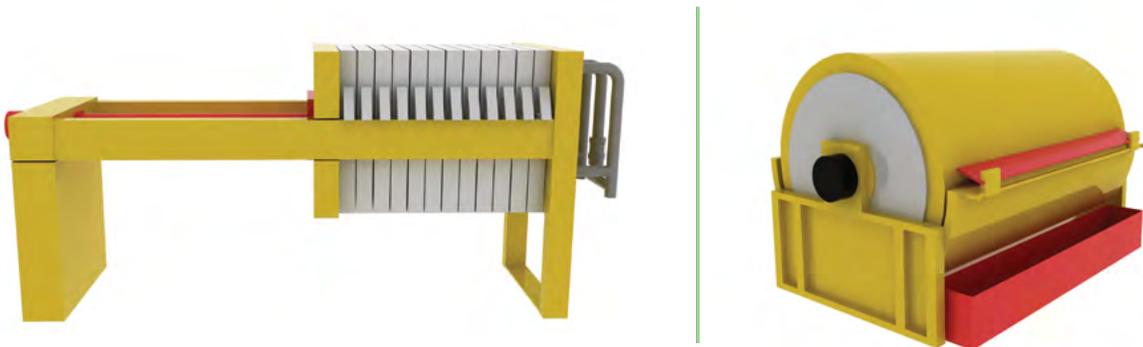
VARIABLES DE ENTRADA	VARIABLES DE OPERACIÓN
· Densidad del sólido (kg/m ³) · Densidad del fluido (kg/m ³) · Volumen de la solución (l) · Velocidad del impulsor (rpm). · Tipo de fondo del tanque: plano, plato, esférico · Tipo de impulsor: Hélice paso cuadrado, 3 palas Hélice paso de 2, 3 palas Turbina, 6 palas planas Turbina, 6 palas curvas Turbina, 2 palas planas	· Volumen del tanque (l) · Diámetro del tanque (m) · Longitud del tanque (m) · Altura de solución (m) · Diámetro del agitador (m) · Ancho del agitador (m) · Distancia fondo agitador (m) · Diámetro de los 4 baffles (m) · Potencia del impulsor (HP)

Figura 6.16. Diagrama del proceso de cianuración



Hay otros métodos para separar la solución rica de las arenas al finalizar la cianuración. El espesador es un sedimentador que entrega solución clarificada por rebose y una pulpa sedimentada con una concentración de sólidos por peso que puede ser mayor del 80%. Esta pulpa puede impulsarse a un filtro prensa, filtro de tambor, o llevarse a un tanque percolador para recuperar una solución rica y descomponer compuestos ambientalmente dañinos.

Fotografía 6.11. Modelo de filtro prensa y filtro de tambor

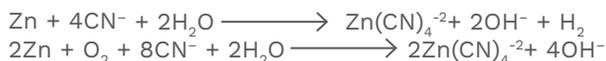


La cianuración industrial de un material aurífero produce una solución cuya concentración de oro está generalmente por encima de 2 miligramos de oro por litro (ppm), dependiendo del material lixiviado y del sistema utilizado.

Durante la precipitación de oro en zinc, la solución aurífera entra en contacto con el zinc y espontáneamente, dado que el zinc es mucho más electropositivo que el oro, ocurre un intercambio por medio del cual el zinc metálico se va solubilizando en la solución, mientras el oro se va precipitando desde ella. Una expresión química que representa el modelo de precipitación de oro en zinc es la siguiente:



El zinc puede corroerse por mecanismos que involucren la reducción del agua y oxígeno:



En la práctica se debe adicionar zinc entre cinco y diez veces más que los requerimientos estequiométricos. Asimismo, la presencia de oxígeno disuelto puede provocar la redisolución del oro ya precipitado, por lo que se debe garantizar una condición de vacío para evitarlo. Esto es posible utilizando el sistema Merrill Crowe:

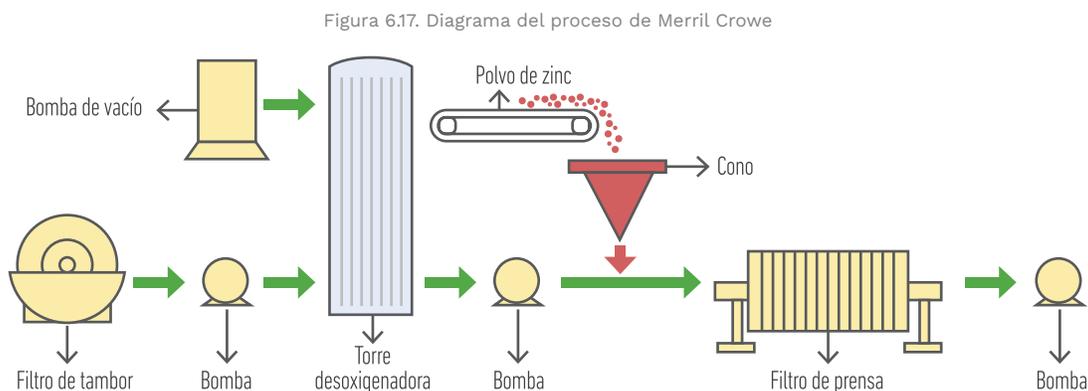


En las condiciones que se aplican típicamente en la industria, se ha encontrado que la transferencia de masa es un paso determinante en el proceso de precipitación. Por ello, es fundamental que el zinc presente una extensa y limpia superficie de reacción (se recomienda zinc en polvo).

La presencia de material particulado fino suspendido en la solución, especialmente arcillas y silicatos coloidales, reduce la eficiencia de la precipitación, posiblemente por cubrir la superficie del zinc, por lo que se debe garantizar un perfecto filtrado de la solución rica.

Es muy conocido el efecto benéfico de los iones de plomo en la precipitación a baja temperatura, debido a sus efectos electroquímicos. Concentraciones de Pb^{2+} de 0,01 g/L ejercen un buen efecto en soluciones de 1 a 10 g/t de oro; hay que tener cuidado de no estar por debajo de este valor. Excesos de 0,06 a 0,1 g/L de plomo divalente perjudican el proceso.

Otros iones metálicos divalentes, como Hg, Th, Bi, Cd y Cu, en concentraciones muy bajas, han mostrado efectos similares a los del plomo.



6.1.8. FUNDICIÓN

El objetivo de esta operación es procesar los cementos (precipitados de cianuración) de metales preciosos para obtener barras (lingotes) comerciales de oro de alta pureza mediante la determinación de una carga de fundentes apropiada, aplicando las normas de seguridad necesarias.

Los principales métodos de tratamiento de los precipitados para alcanzar metales preciosos son los siguientes:

- Fundición directa
- Fundición después de calcinación
- Tratamiento ácido seguido de fundición



Fundición directa

La fundición directa de precipitados de metales preciosos es una técnica rutinaria utilizada a gran escala. Esta operación pirometalúrgica tiene una desventaja: el zinc se volatiliza a alta temperatura (> 1100 °C) y suele arrastrar consigo algo de oro, lo cual produce pérdidas que pueden variar del 1% al 5%.

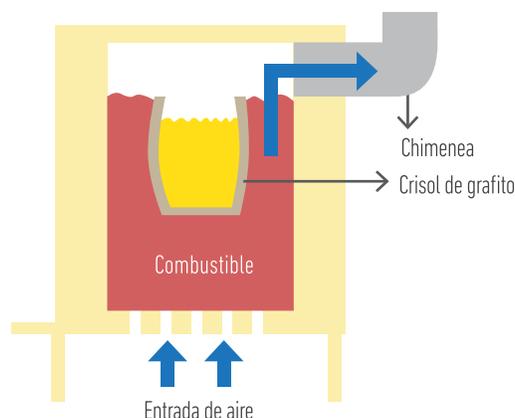
Las cargas de fundición varían dependiendo de las características de los precipitados. Estas se logran partiendo de ensayos de laboratorio preliminares realizados a una muestra del precipitado, y se establecen las cantidades de los reactivos que se van a utilizar. Entre los más comunes se encuentran los siguientes:

- Carbonato de sodio
- Bórax
- Sílice
- Nitrato de potasio

Las respectivas cargas se homogeneizan, se llevan a crisoles de grafito y se recubren con una capa de bórax. Posteriormente, los crisoles cargados se introducen en el horno para efectuar la fundición a una temperatura de 1.100 °C durante un tiempo que oscila entre una y dos horas. La carga se vacía en moldes previamente parafinados para finalmente, luego del enfriamiento, realizar la separación de la barra de oro de la escoria.

Figura 6.18. Diagrama de horno con crisol, riesgos y medidas de seguridad de operación

RIESGOS	MEDIDAS DE SEGURIDAD
Inhalación de polvos de calcinas y fundentes.	Uso de mascarillas para polvo.
Quemaduras con herramientas calientes, moldes y salpicaduras con escoria fundida.	En general se usan delantales y guantes de asbesto, bolas y caretas.
Astillas de escoria sólida y pedazos fluidos de escoria.	Caretas y guantes de asbesto
Quemaduras con ácido	Debe usarse guantes de caucho, ropa a prueba de ácido, caretas y respiradores.



6.1.9. TRATAMIENTO DE RESIDUOS SÓLIDOS EN AGUAS

Para que exista un proceso de beneficio de oro sostenible es importante llevar a cabo el tratamiento de las soluciones resultantes de la cianuración con los métodos presentados en el punto 6.1.7 y una recirculación de las aguas que salen como rechazo en las colas de los procesos de concentración.

Debido a que en las operaciones de concentración es muy poco o nulo el uso de reactivos químicos, es ideal poder separar los residuos líquidos de los sólidos, para llevar el agua recuperada de nuevo al circuito de beneficio y las colas sólidas a disposición en el patio de relaves. Para llevar a cabo dicha separación, el uso de tanques espesadores es el método óptimo y comúnmente empleado.

Tanques espesadores

Los espesadores son usados para ampliar la concentración de sólidos de un fluido con el fin de realizar una separación de sólido y líquido. El principio básico de operación de un espesador es el proceso de sedimentación, en el que las partículas suspendidas en un líquido van cayendo directamente hacia la parte inferior del tanque por efecto de la fuerza de gravedad, con lo cual se clarifica el líquido sobrenadante, que es descargado por rebose en la parte superior del tanque.

Fotografía 6.13. Modelo de tanque espesador

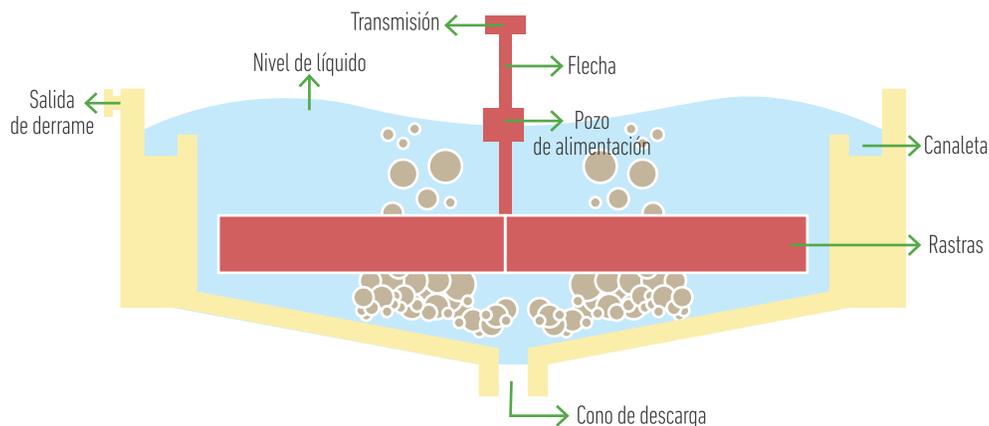


La velocidad de asentamiento es directamente proporcional al tamaño y densidad de las partículas, como también de la densidad y viscosidad del fluido. Cuando las partículas suspendidas son muy pequeñas, se da una suspensión estable. Entonces se utilizan coagulantes o floculantes para romper esta estabilidad de suspensión, a raíz de lo cual las partículas pequeñas se aglomeran y descienden.

Un espesador convencional está compuesto por tanques cilindro-cónicos que constan de un mecanismo que hace girar las hélices que facilitan la descarga del producto por la parte inferior. La alimentación del material (pulpa) llega a un pozo circular en el centro del espesador, que minimiza la agitación. Así se obtiene el líquido claro, que es descargado por rebose en la parte superior de dicho tanque.

El sistema de hélices consiste normalmente en dos brazos radiales unidos a un eje central que, por medio de un motor instalado en la parte superior del eje, mueve lentamente la solución con el fin de promover la colisión y adhesión de las partículas, que son arrastradas hacia el punto de descarga situado en la zona cónica.

Figura 6.19. Diagrama de tanque espesador



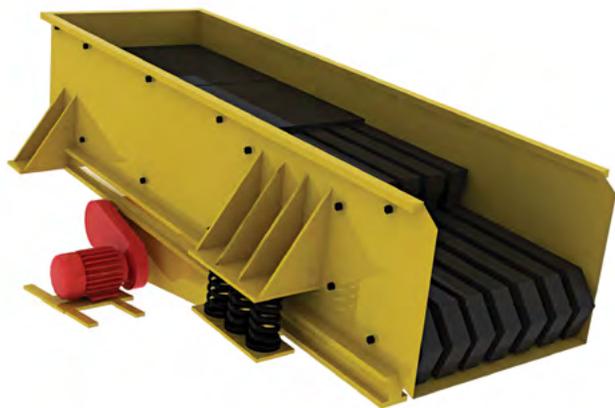
6.1.10. ALIMENTACIÓN PRIMARIA

Alimentador Tipo Grizzly

Este es un alimentador vibrante adecuado para usar en el proceso de trituración primaria, como parte de un paso de preclasificación (precibado). Esta maquinaria maximiza el rendimiento y disminuye los costos operacionales,

ya que asegura que la cantidad y el tamaño del material que inicia el proceso de trituración son los adecuados. Además, separa materiales que no son adecuados para el beneficio.

Fotografía 6.14. Modelo de alimentador tipo Grizzly



El alimentador vibratorio Grizzly está conformado por una bandeja en el extremo de la alimentación que recibe y donde se comienza a separar el material. El extremo de descarga está compuesto por una sección de varillas con aberturas que permiten que el material de menor tamaño pase antes de ser descargado en la trituradora. El alimentador está montado sobre resortes y vibra mediante un mecanismo situado debajo de la bandeja de alimentación, donde está protegido del material atascado que no llega a la tolva de alimentación. La fuerza de vibración está inclinada hacia el alimentador, apuntando hacia el extremo de descarga. La acción del vibrador fuerza el

material hacia el extremo de descarga, al tiempo que lo separa, a fin de que las partículas más finas se muevan hacia el fondo de la carga.

A medida que viaja hacia la sección de varillas, el material más fino se asienta en el fondo y pasa a través de las aberturas de las varillas. Debido al desvío de este material, la cantidad de material total que entra a la trituradora es menor, por lo que también disminuye el tamaño requerido de la máquina y su desgaste. El material desviado puede combinarse en el transportador inferior con el material que pasa a través de la trituradora. Este material prezarandeado protege el transportador inferior del impacto causado por el material que sale del chancador. El material prezarandeado se puede separar para obtener un producto, o bien puede ser descartado, si los finos presentes en el material son contaminantes.

6.2. PROCESO DE BENEFICIO DESARROLLADO ACTUALMENTE

6.2.1. SECTOR EL CAÑO, SAN MARTÍN DE LOBA

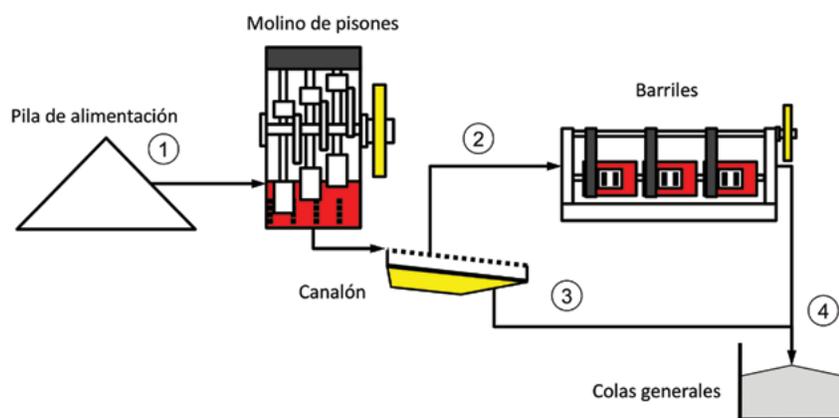
El 3 de octubre de 2019, en horas de la mañana, el equipo del Servicio Geológico Colombiano, sede Cali, realizó una visita técnica al sector de El Caño, en la cabecera del municipio San Martín de Loba.

En el sector de El caño se encuentran diferentes frentes de explotación en los que se extrae mineral aurífero por medio de clavadas o accesos verticales, que son túneles cuadrados de aproximadamente 2 x 2 m, que pueden llegar a tener hasta 50 m de profundidad (fotografía 6.15). El mineral extraído del frente de mina es transportado a la planta de beneficio utilizando malacates manuales o con motor (fotografía 6.15).

Fotografía 6.15. Frente de explotación de una de las minas del sector El Caño. Coordenadas Magna-Oeste, este: 1004254, norte: 1480874. A) Vista general del frente. B) Explotación de mina tipo clavada



Figura 6.20. Diagrama de flujo de la planta de beneficio del sector El Caño



En la planta de beneficio, el mineral proveniente del frente se acumula en pilas de alimentación enfrente de los molinos de pisonos. La planta de beneficio del sector El Caño no cuenta con equipos de trituración primaria o secundaria; para los procesos de trituración y molienda primaria se usan molinos de pisonos.

La planta de beneficio del sector El Caño cuenta con dos molinos de pisonos tipo californiano, con motores eléctricos. El producto de la molienda pasa por un canalón con bayetas en la base, seguido de un pozo de sedimentación donde se concentran los minerales de mayor peso específico. Los concentrados son remolidos en barriles en los que se extrae

el oro, y las colas de la remolienda son acumuladas en el patio de relaves. Según manifiesta uno de los socios de la mina, una parte del mineral de relaves se somete al proceso de cianuración en otro sector.

La figura 6.20 muestra el diagrama de flujo del proceso de beneficio de la planta del sector El Caño.

La figura 6.21 muestra la relación de las muestras colectadas, así como los puntos de colecta en la planta.

La figura 6.22 muestra la relación de equipos que se encuentran en la planta de beneficio, y especifica algunas características, como potencia de los motores, dimensiones, velocidades de rotación, caudal de pulpa de producto (capacidad) y porcentaje de sólidos del producto.

Finalmente, en la fotografía 6.16 se observan las fotografías de los molinos de pisones, canalón, barriles y patio de relaves de la planta de beneficio.

Figura 6.21. Relación de las muestras colectadas en la planta de beneficio del sector El Caño

PUNTO DE COLECTA	DESCRIPCIÓN
1	Cabeza de molino pisones 2 < 50 mm
1	Cabeza de molino pisones 2
1	Cabeza de molino pisones 1
2	Concentrado de canalón de pisones 2
3	Colas de canalón de pisones 2
2	Concentrado de canalón de pisones 1
3	Colas de canalón de pisones 1
4	Colas de barriles general

Figura 6.22. Descripción de los equipos de la planta de beneficio del sector El Caño

EQUIPO	# DE EQUIPOS	CARACTERÍSTICAS
Molino de pisones	2	Capacidad: 1 ton / día
Canalón	2	2.5 metros de longitud por 1 metro de ancho
Barriles	14	Diámetro: 0,7 m x 0,7 m

Fotografía 6.16. Planta de beneficio del sector El Caño. Coordenadas Magna-Oeste, este: 1004254, norte: 1480874. A) Molino de pisones. B) Patio de relaves. C) Canalón. D) Barriles remoladores



6.2.2. SECTOR DE SANTA CRUZ

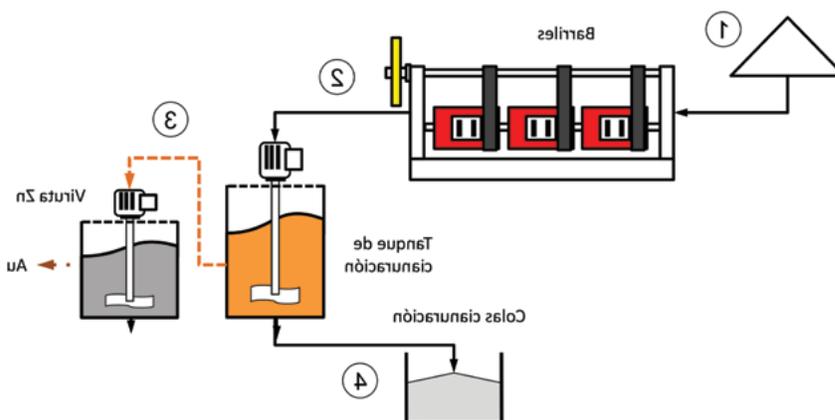
6.2.2.1. PLANTA DE BENEFICIO DE LA MINA POZO RICO

El 7 de octubre de 2019, el equipo técnico del Servicio Geológico Colombiano, sede Cali, realizó una visita técnica al sector de Santa Cruz, en el municipio San Martín de Loba.

En el sector de Santa Cruz funcionan principalmente plantas de beneficio o entables. Junto a dichas operaciones se encuentra la empresa Ashmont Resources Corp Colombia, que es una junior canadiense en fase de exploración.

La planta de beneficio de la mina Pozo Rico procesa el mineral aurífero usando barriles para la trituración y molinda en varias etapas consecutivas, y cianuración de las arenas por agitación en “trompos”, para finalmente recuperar el oro por medio de la precipitación con viruta de zinc.

Figura 6.23. Diagrama de flujo de la planta de beneficio de la mina Pozo Rico (Santa Cruz)



Según uno de los dueños del estable, la capacidad del tanque de cianuración es de 4 t de mineral, el proceso de cianuración dura 24 h y el consumo de cianuro es de 30 kg de NaCN por tanque.

El diagrama de flujo del proceso de beneficio de la planta de la mina Pozo Rico se muestra en la figura 6.23.

La figura 6.24 muestra la relación de las muestras colectadas, así como los puntos de colecta en la planta.

La figura 6.25 muestra la relación de equipos que se encuentran en la planta de beneficio del sector Mina Seca, y especifica algunas características, como potencia de los motores, dimensiones, velocidades de rotación, capacidad y porcentaje de sólidos del producto.

Finalmente, en la fotografía 6.17 se muestran fotografías de los equipos que se encuentran instalados en la planta de beneficio de la mina Pozo Rico.

Figura 6.24. Relación de las muestras colectadas en la planta de beneficio de la mina Pozo Rico

PUNTO DE COLECTA	DESCRIPCIÓN
1	Cabeza de barriles (oro fino)
1	Cabeza de barriles (oro grueso)
2	Colas de barriles para cianuración
3	Solución rica en NaCN
2	Colas de barriles para remolienda
4	Colas de NaCN

Figura 6.25. Descripción de los equipos de la planta de beneficio de la mina Pozo Rico

EQUIPO	# DE EQUIPOS	CARACTERÍSTICAS
Barriles línea 1	24	Potencia nominal: 5,0 hp. Dimensiones: 0,6 x 0,45 m.
Barriles línea 2	20	Potencia nominal: 5,0 hp. Dimensiones: 0,6 x 0,45 m.
Tanque de cianuración por agitación	1	Capacidad: 4 t. Potencia: 25 hp.
Tanque de precipitación con zinc	1	Capacidad de los tanques: 15 m ³ . Potencia: 3 hp.

Fotografía 6.17. Planta de beneficio de la mina Pozo Rico. Coordenadas Magna-Oeste, este: 986720, norte: 1454864. A) Líneas 1 y 2 de barriles. B) Tanque de cianuración por agitación



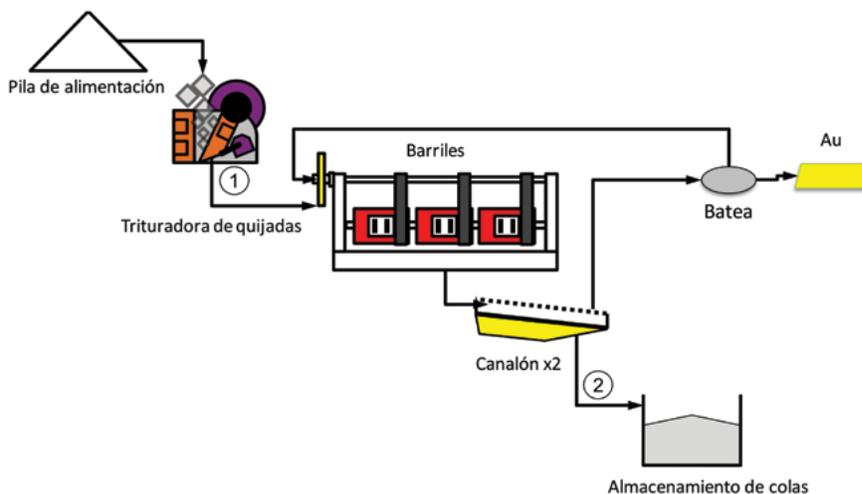
6.2.3. SECTOR MARAÑONES

6.2.3.1. PLANTA DE BENEFICIO DE LA MINA MARAÑONES

El 7 de octubre de 2019, el equipo técnico del Servicio Geológico Colombiano, sede Cali, realizó una visita técnica al sector de Marañones, en el municipio de Barranco de Loba.

La planta de beneficio Marañones utiliza en la etapa de trituración una trituradora de mandíbulas, en la molienda, un molino de bolas y quince barriles, y como medios de concentración, dos canalones en

Figura 6.26. Diagrama de flujo de las plantas de beneficio Marañones



serie. La planta de beneficio procesa una tonelada y media al día de material de mina pasando el material molido hacia los canalones. De allí se obtiene un concentrado que va a batea para la posterior recuperación de oro grueso. Las colas de la batea son almacenadas para remolienda y volverán a pasar por los canalones. Las colas del canalón, al igual que las colas de batea, son almacenadas para remolienda. En esta mina realizan cinco remoliendas, cada una, de una hora de duración.

La figura 6.27 muestra la relación de las muestras colectadas, así como los puntos de colecta en la planta.

La figura 6.28 muestra la descripción de los equipos que se encuentran en las plantas de beneficio, y especifica algunas características, como dimensiones y capacidad.

Finalmente, en la fotografía 6.18 se observan las fotografías de la planta de beneficio Marañoses.

Fotografía 6.18. Plantas de beneficio La Esperanza. Coordenadas Magna-Bogotá, este: 997830, norte: 1477575. A) Panorámica del entable. B) Molino y trituradora. C) Barriles. D) Motor diésel



Figura 6.27. Relación de las muestras colectadas en la planta de beneficio Marañoses

PUNTO DE COLECTA	DESCRIPCIÓN
1	Cabeza de proceso Marañoses
2	Colas de proceso Marañoses
2	Cabeza de proceso > 50 mm Marañoses

Figura 6.28. Descripción de los equipos del sistema artesanal de beneficio Marañoses

EQUIPO	# DE EQUIPOS	CARACTERÍSTICAS
Molino de bolas	1	Dimensiones 1 m (largo) x 1 m (ancho). Motor de 10 hp.
Trituradora de mandíbulas	1	Motor: 10 hp diésel.
Barriles	15	Dimensiones 0,8 m (largo) x 0,3 m (diámetro) Capacidad: 60 kg c/u.

6.2.4. SECTOR DE MINA SECA (TIQUISIO)

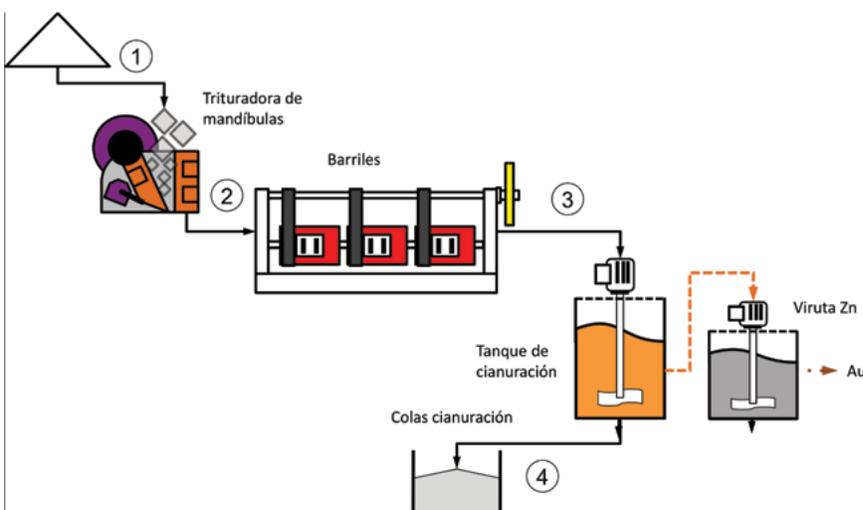
6.2.4.1. PLANTA DE BENEFICIO DE LA MINA RANCHO QUEMADO

El 9 de octubre de 2019, el equipo técnico del Servicio Geológico Colombiano, sede Cali, realizó una visita técnica a la mina Rancho Quemado, en el sector de Mina Seca, en el municipio de Tiquisio.

La mina de Rancho Quemado funciona como una asociación de mineros. El mineral aurífero extraído se procesa en la planta de beneficio, que utiliza una trituradora de mandíbulas, molienda en barriles, cianuración por agitación y precipitación en tanque agitado y viruta de zinc.

Según uno de los operarios de la planta, se procesan entre 3 y 5 t por día de mineral, en turnos que van de las 7 a. m. a las 5 p. m. Los equipos funcionan con electricidad generada

Figura 6.29. Diagrama de flujo de la planta de beneficio de la mina Rancho Quemado



por una planta de ACPM, algo común en muchas de las plantas de beneficio del sector; el consumo de dichas plantas es de 1,5 gal/h. La capacidad de cianuración es de 10 t de mineral, el consumo de cianuro, de 5 kg NaCN/t, y se realizan cuatro tandas o “golpes” de cianuración, cada 6 h.

El diagrama de flujo del proceso de beneficio de la planta de la mina Rancho Quemado se muestra en la figura 6.29.

La figura 6.30 muestra la relación de las muestras colectadas, así como los puntos de colecta en la planta.

La figura 6.31 muestra la relación de equipos que se encuentran en la planta de beneficio de la mina Rancho Quemado, y especifica algunas características, como potencia de los motores, dimensiones y capacidad.

Finalmente, en la fotografía 6.19 se muestran los equipos instalados en la planta de beneficio de la mina Rancho Quemado.

Figura 6.30. Relación de las muestras colectadas en la planta de beneficio de la mina Rancho Quemado

PUNTO DE COLECTA	DESCRIPCIÓN
1	Cabeza de barriles (oro fino)
2	Cabeza de barriles (oro grueso)
3	Colas de barriles para cianuración
4	Solución rica en NaCN
—	Colas de barriles para remolienda

Figura 6.31. Descripción de los equipos de la planta de beneficio de la mina Rancho Quemado

EQUIPO	# DE EQUIPOS	CARACTERÍSTICAS
Trituradora de mandíbulas	1	Capacidad: 0,5 t/h. Potencia nominal: 3,0 hp.
Barriles	24	Potencia nominal: 5,0 hp. Dimensiones: 0,6 x 0,45 m.
Tanque de cianuración por agitación	2	Capacidad: 5 t. Potencia: 15 hp.
Tanque de precipitación con zinc	1	Capacidad: 15 m3. Potencia: 3 hp.

Fotografía 6.19. Planta de beneficio de la mina Rancho Quemado. Coordenadas Magna-Oeste, este: 980690, norte: 1423857. A) Trituradora de mandíbulas. B) Barriles. C) Tanques de cianuración por agitación. D) Tanque de precipitación con zinc



6.3. TENORES DE ORO EN PLANTAS VISITADAS

Figura 6.32. Tenores de oro encontrados en las plantas visitadas

MUESTRA	TENOR ORO (g/t)	TENOR PLATA (g/t)	MUESTRA	TENOR ORO (g/t)	TENOR PLATA (g/t)
Cabeza de proceso Nigua	3.32	31.67	Colas canalón pisones 1 El Caño	1.13	<5
Concentrado de canalón nigua	25.13	50.65	Colas de barriles general El Caño	6.05	10
Colas canalón	11.2	14	Cabeza molienda La chiva	7.29	25.2
Arenas segunda remolienda Nigua	35.81	38.16	Concentrado JIG La Chiva	109.14	86.89
Colas de cianuración jose (Nigua)	1.11	<5	Concentrado canalón La Chiva	11.79	42.84
Lodos a cianurar jose (Nigua)	8.06	12	Alimentación hidrociclón 1 La Chiva	2.86	6
Cabeza de proceso Jose (Nigua)	12.6	8	Finos hidrociclón 1 La Chiva	1.18	<5
Cabeza de proceso marañones	32.89	90.99	Colas flotación La Chiva	1.8	<5
Colas de proceso marañones	9.6	17	Colas cianuración La Chiva	1.13	20
Lodos a cianurar La Esperanza	9.08	33	Colas alberca Emiro Padilla Catanga	0.37	8
Cabeza de proceso La Esperanza	2.82	14	Arenas cabeza CN Catanga	2.29	10
Cabeza de proceso triturada Min Fuente	6.74	122.74	Producto trituración Anuar Rodríguez Catanga	9.18	66.91
Lodos a cianurar Min Fuente	8.58	44	Cabeza frente de mina Pozo Rico	8.13	173.98
Colas de cianuración la piedra	2.82	145	Colas barriles a cianurar Pozo Rico Mina Seca	9.62	21
Colas de barriles gruesas la piedra	11.6	112	Colas alberca CN Pozo Rico Mina Seca	2.18	6

MUESTRA	TENOR ORO (g/t)	TENOR PLATA (g/t)	MUESTRA	TENOR ORO (g/t)	TENOR PLATA (g/t)
Colas de barriles gruesas la piedra	11.6	112	Colas alberca CN Pozo Rico Mina Seca	2.18	6
Colas de barriles finas la piedra	4.92	84	Cabeza oro fino Pozo Rico Santa Cruz	1.43	57.06
Cabeza triturada mina Piedra	65.9	171	Cabeza barriles Pozo Rico Santa Cruz	95.7	196.37
Cabeza brinca	52.8	93	Colas barriles para CN Pozo Rico Santa Cruz	25.5	43
Lodos a cianurar brinca	59.3	202	Colas barriles para remolienda Pozo Rico Santa Cruz	49.5	64
Colas (relaves) la brinca	5.67	113	Colas CN Pozo Rico Santa Cruz	1.21	24
Cabeza mina Jaime La rechimba	9.63	18	Producto trituración Rancho Quemado	14.76	67.31
Lodos a cianurar mina Jaime La rechimba	14.35	115	Colas barriles Rancho Quemado	15	58
Colas (relaves) mina Jaime La rechimba	4.36	47	Colas CN Rancho Quemado	4.47	<5
Cabeza mina ancha frente abajo	46.9	567	Cabeza molino chileno (< 50 mm) Esperanza	2.19	9.03
Colas barriles a cianurar	18.05	130	Medios mesa Esperanza	7.71	26
Cabeza de proceso después de saranda La Fé	1.39	43	Cabeza proceso Manuel Suarez	18.59	0
Cabeza de proceso Los Madera	59.2	86	Colas mesa 1 Manuel Suarez	5.08	16
Colas de proceso Los Madera	>100	122	Colas mesa 2 Manuel Suarez	0.79	6
Cabeza molino pisones 1 El Caño	2.87	66.31	Colas CN Manuel Suarez	2.31	10
Concentrado canalón pisones 1 El Caño	4.15	29.83			

6.4. PROPIEDADES FÍSICAS DE LOS MINERALES ESTUDIADOS

6.4.1. PESO ESPECÍFICO, ÍNDICE DE HARDGROVE EN ÍNDICE DE TRABAJO DE BOND (WI)

La figura 6.33 muestra los resultados de la determinación de la densidad y del índice de Hardgrove, así como su equivalencia en WI de Bond, de diferentes muestras de cabeza de proceso provenientes de las minas de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio.

Figura 6.33. Peso específico e índices de Hardgrove y Bond de diferentes muestras de proceso de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio

MUESTRA	DENSIDAD (g/cm ³)	HARDGROVE	WI BOND (kWh/t)
Cabeza de la mina El Caño	2,69	47,7	11,0
Cabeza de la mina Rancho Quemado	3,60	73,3	7,2
Cabeza de la mina Pozo Rico	3,32	75,4	7,0
Cabeza de la mina Marañones	2,99	49,0	10,7

Los resultados muestran que existe una diferencia en los valores de densidad de las muestras de cabeza de proceso de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio. Las muestras de las minas Rancho Quemado y Pozo Rico presentan una densidad mayor de 3,32 g/cm³, lo que refleja un alto contenido de minerales metálicos, como se constató en los análisis de FRX. Entretanto, las muestras de las minas El Caño y Marañones tienen una densidad menor de 2,99 g/cm³, que refleja un mayor contenido de minerales de ganga.

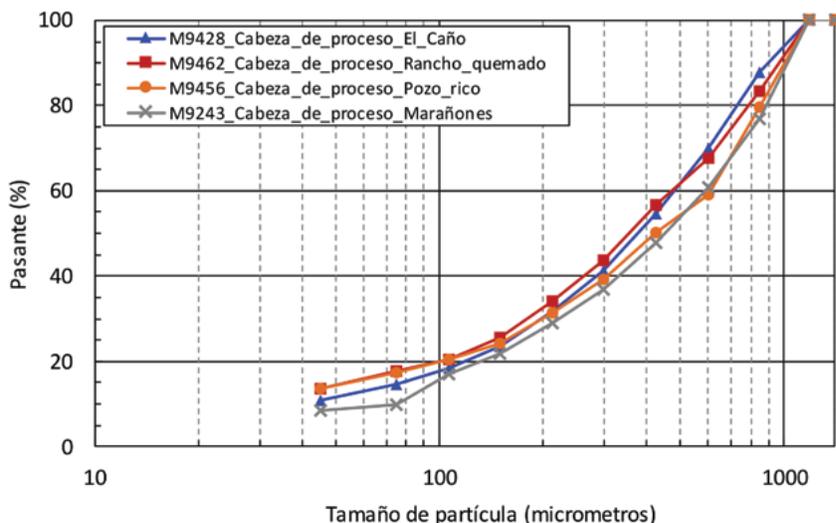
Respecto a los resultados de competencia de los minerales con base en el WI de Bond, es posible afirmar que las muestras presentan una competencia moderada a baja con WI promedio de 9,0 kWh/t, lo que significa un consumo energético medio o bajo en las etapas de molienda primaria y secundaria. Específicamente, las muestras de cabeza de proceso de las minas Rancho Quemado y Pozo Rico tienen alto contenido de minerales metálicos; las muestras con menor competencia tienen valores de WI menores de 7,2 kWh/t.

6.5. ACONDICIONAMIENTO DEL MINERAL PARA LAS PRUEBAS METALÚRGICAS

6.5.1. MINERALES DE LAS PLANTAS DE BENEFICIO DE LAS MINAS DE LA ZONA DE SAN MARTÍN DE LOBA, BARRANCO DE LOBA Y TIQUISIO

La figura 6.34 muestra las distribuciones de tamaños de partícula de las muestras de cabeza de proceso de varias de las minas visitadas en la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio. Las muestras fueron preparadas hasta alcanzar una granulometría <1,18 mm en el circuito de trituración del Laboratorio de Metalurgia del SGC, sede Cali, compuesto por una trituradora primaria de mandíbulas y dos trituradoras secundarias de discos.

Figura 6.34. Distribuciones de tamaños de partícula de las muestras de la zona de zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio



Los resultados muestran que las distribuciones de tamaño de partícula de las muestras de las minas de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio se comportan de manera similar, tanto en la generación de finos < 75 μm , que no supera el 18%, como en el formato de la distribución del producto.

La figura 6.35 resume las principales variables de la molienda, en molino de bolas de laboratorio, de los minerales de cabeza de proceso de las minas El Caño, Rancho Quemado, Pozo Rico y Marañoses escogidos para las pruebas metalúrgicas. Los datos incluyen la densidad del mineral, el peso de la muestra inicial, el tamaño de corte definido por la mineralogía, el peso de muestra retenido por encima del tamaño de corte y el d80 de la alimentación.

Figura 6.35. Principales variables de la molienda, en molino de bolas, de los minerales de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio

VARIABLE	UNIDAD	CABEZA DE EL CAÑO	CABEZA DE RACHO QUEMADO	CABEZA DE POZO RICO	CABEZA DE MARAÑONES
Densidad	g/cm^3	2,69	3,60	3,32	2,99
Peso inicial	kg	4,640	4,788	4,556	3,392
d_{80} muestra inicial	μm	739	797	855	893
Tamaño de corte (d_c)	μm	425	425	425	425
Retenido encima del tamaño de corte	kg	1,480	1,422	1,600	1,410

Las figura 6.36 a 6.39, comparan las distribuciones de tamaño de partícula iniciales de las muestras de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio, y las muestras acondicionadas (molidas) para los ensayos de concentración en mesa Wilfley.

La figura 6.40 muestra un resumen de las principales variables de respuesta del proceso de acondicionamiento, como peso de la muestra que fue molida, d80 del producto, porcentaje de finos < 75 μm , potencia consumida y consumo específico de energía.

En los resultados se observa que los consumos específicos de energía son similares con las muestras acondicionadas para el proceso subsecuente de concentración en mesa. El tamaño de liberación, correspondiente a 425 μm , fue definido con base en los análisis mineralógicos, en los que se observó que la liberación de las partículas de minerales metálicos se da con relativa facilidad; por lo tanto, no es necesaria una molienda intensiva en la etapa de molienda primaria y concentración en mesa.

Posteriormente se realizó un compost de los medios y colas de la concentración en mesa, que se acondicionó a un tamaño de partículas $d_{80} < 75 \mu\text{m}$ en los ensayos de concentración por flotación.

Figura 6.36. Distribuciones de tamaño de partícula de la muestra inicial y el producto (alimentación de la mesa Wilfley) de la muestra de la mina El Caño

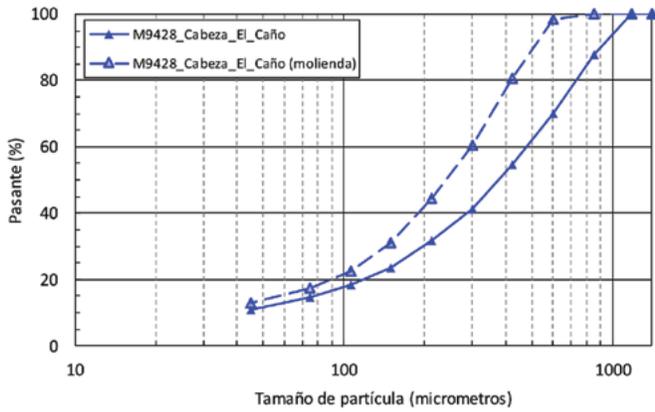


Figura 6.37. Distribuciones de tamaño de partícula de la muestra inicial y el producto (alimentación de la mesa Wilfley) para la muestra de la mina Rancho quemado

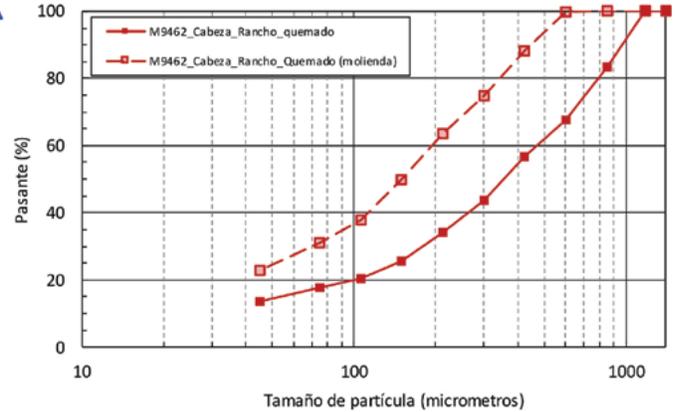


Figura 6.38. Distribuciones de tamaño de partícula de la muestra inicial y el producto (alimentación de la mesa Wilfley) de la muestra de la mina Pozo Rico

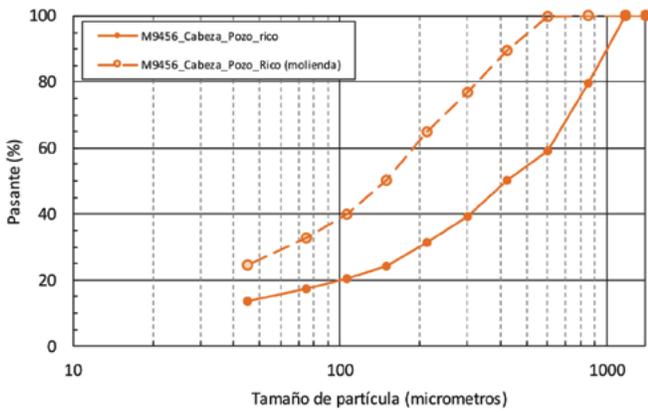


Figura 6.39. Distribuciones de tamaño de partícula de la muestra inicial y el producto (alimentación de la mesa Wilfley) de la muestra de la mina Marañones

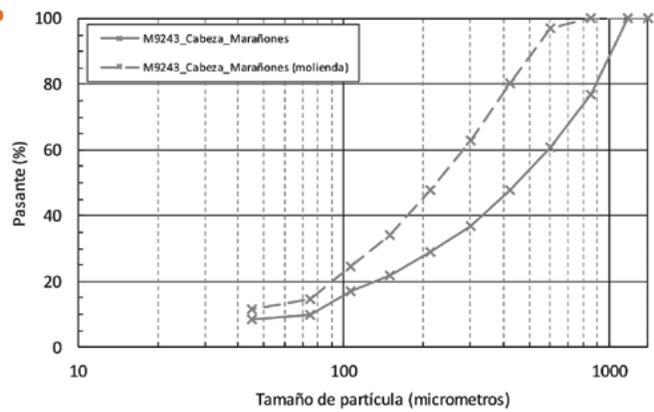


Figura 6.40. Variables de respuesta de la molienda en molino de bolas de las muestras de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio

VARIABLE	UNIDAD	CABEZA DE EL CAÑO	CABEZA DE RACHO QUEMADO	CABEZA DE POZO RICO	CABEZA DE MARAÑONES
Operación subsecuente	-	Concentración en mesa	Concentración en mesa	Concentración en mesa	Concentración en mesa
Peso de muestra molida	kg	1,480	1,422	1,600	1,410
d_{80} producto	μm	421	349	332	423
Porcentaje < 75 μm	%	17,41	30,99	32,71	14,63
Potencia consumida	kWh	0,125	0,125	0,125	0,125
Consumo específico de energía	kWh/t	84,5	87,9	78,1	88,7

6.6. PRUEBAS METALÚRGICAS DE LABORATORIO

6.6.1. PLANTA DE BENEFICIO EL CAÑO

6.6.1.1. CONCENTRACIÓN EN MESA DEL MINERAL DE CABEZA

Cabeza: Cabeza

Molienda de hasta d_{80} : 425 micrómetros

Tiempo de concentración: 14 minutos

Agua de fluidización: 6,50 L/m

Figura 6.41. Concentración en mesa Wilfley para el mineral de cabeza de la mina El Caño

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza Caño	4304	100	2,8		
Concentrado 1	404	9,4	21,15	70	7,5
Medios 1	2920,0	67,8	0,83	20	
Colas	980,0	22,8	1,18	10	

6.6.1.2 REFINACIÓN EN BATEA

Cabeza: Concentrados del ensayo de mesa Wilfley

Molienda de hasta d_{80} : 425 micrómetros

Tiempo de concentración: 5 minutos

Figura 6.42. Refinación gravimétrica por batea de los concentrados de mesa Wilfley de la mina El Caño

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza_(Concentrado_mesa)	404	100	21,15		
Concentrado	0,21	0,05	1211	2,98	57
Colas	403,79	99,95	20,53	97,02	

6.6.1.3. CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

Cabeza: Medios y colas de mesa El Caño

Molienda de hasta d_{80} : 75 micrómetros

Tiempo de acondicionamiento: 7 minutos

Tiempo de espumación: 8 minutos

Figura 6.43. Concentración por flotación para los medios y colas de mesa de la mina El Caño

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza_(Compost medios y colas de mesa)	1022,4	100,0	0,45		
Concentrado	50,0	4,89	8,28	90,2	18,4
Colas	972,4	95,11	0,05	9,8	

6.6.1.4. RECUPERACIONES Y TASAS DE ENRIQUECIMIENTO

Figura 6.44. Recuperación y tenor de oro en las concentraciones gravimétricas y la flotación realizadas con las muestras de la mina El Caño

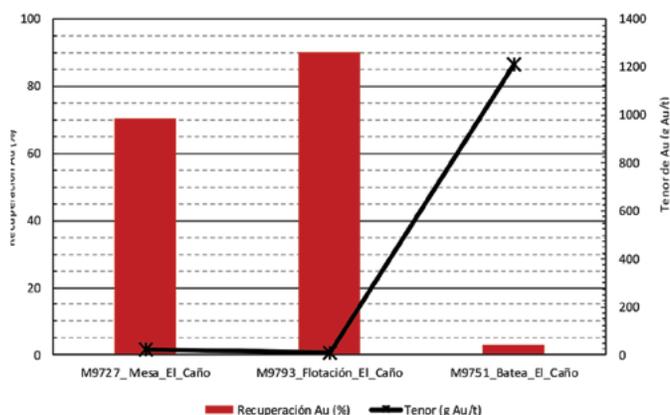
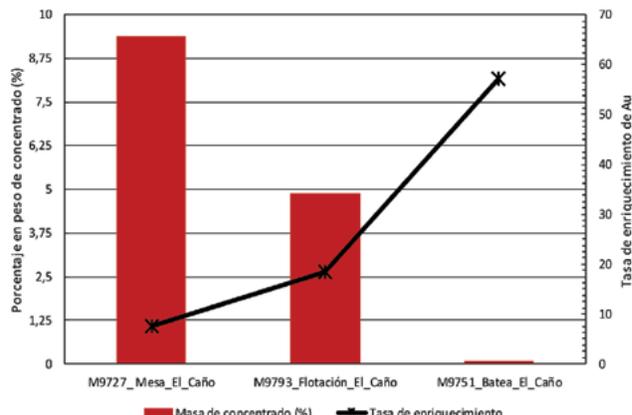


Figura 6.45. Porcentaje en peso de concentrado y tasa de enriquecimiento de oro en las concentraciones gravimétricas y la flotación realizadas con las muestras de la mina El Caño



La figura 6.44 muestra la recuperación y el tenor de oro, y la figura 6.45 muestra el porcentaje en peso del concentrado respecto a la alimentación y la tasa de enriquecimiento de oro en las concentraciones gravimétricas y la concentración por flotación.

6.6.1.5. CIANURACIÓN

De la figura 6.46 ilustra los consumos de cianuro de sodio y cal, como el tiempo de cianuración y el acondicionamiento del material previo a las pruebas realizadas a materiales de la planta El Caño. Se evidencia un alto consumo de cianuro en la cianuración de los concentrados de flotación (8,57 kg/t) y un consumo moderado en los rechazos de batea (4,68 kg/t). En cuanto a los tiempos de cianuración, los rechazos de batea cianuraron en un tiempo más corto que los concentrados de flotación, cuyos tiempos fueron 29 y 42 horas, respectivamente.

Figura 6.46. Indicadores de la cianuración de los concentrados de flotación y de los rechazos de batea de la planta El Caño

MUESTRA	CONSUMO DE CIANURO DE SODIO (kg/t)	CONSUMO DE HIDRÓXIDO DE CALCIO (kg/t)	TIEMPO DE CIANURACIÓN Y RECUPERACIÓN DE ORO (HORAS)	TAMAÑO DE PARTÍCULA PASANTE (µm)
Concentrado flotación	8,57	4,16	42	75
Rechazos de batea	4,68	1,27	29	75

En las figuras 6.47 y 6.48 se ilustran las cinéticas de reacción de la lixiviación por cianuración de los concentrados por flotación y rechazos de batea, donde se observan recuperaciones de 69% y 98%, respectivamente.

Figura 6.47. Cianuración de los concentrados de flotación en la planta El Caño

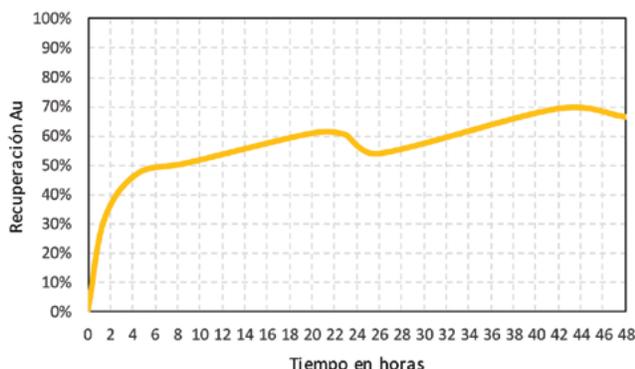
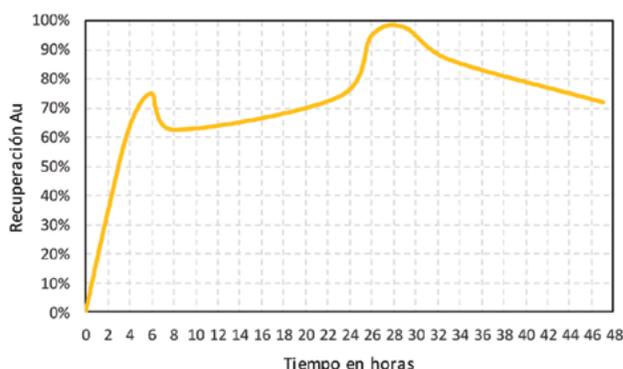


Figura 6.48. Cianuración de los rechazos de batea en la planta El Caño



6.6.2. PLANTA DE BENEFICIO RANCHO QUEMADO

6.6.2.1. CONCENTRACIÓN EN MESA DEL MINERAL DE CABEZA

Cabeza: Cabeza de molino
Molienda de hasta d_{80} : 425 micrómetros
Tiempo de concentración: 16 minutos
Agua de fluidización: 7,48 L/m

Figura 6.49. Concentración 1 en mesa Wilfley del mineral de cabeza de la mina Rancho Quemado

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza	4395,7	100,0	13,4		
Concentrado 1	1304	29,7	29,70	66	2,2
Medios 1	1500,0	34,1	9,1	23	
Colas	1591,7	36,2	4,01	11	

6.6.2.2. REFINACIÓN EN BATEA

Cabeza: Concentrados del ensayo de mesa Wilfley

Molienda de hasta d_{80} : 425 micrómetros

Tiempo de concentración: minutos

Figura 6.50. Refinación gravimétrica por batea de los concentrados de mesa Wilfley

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza_(Concentrado mesa)	1304	100,0	20,20		
Concentrado	0,16	0,01	4249	2,58	210,3
Colas	1303,84	99,99	19,68	97,42	

6.6.2.3. CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

Cabeza: Compost de medios y colas de mesa

Molienda de hasta d_{80} : 75 micrómetros

Tiempo de acondicionamiento: 7 minutos

Tiempo de espumación: 15 minutos

Figura 6.51. Concentración por flotación de los medios y colas de mesa Wilfley de la planta Rancho Quemado

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza(Compost medios y colas de mesa)	1020,3	100	6,89		
Concentrado	184,3	18,06	28,24	74,1	4,1
Colas	836,0	81,94	2,18	25,9	

6.6.2.4. RECUPERACIONES Y TASAS DE ENRIQUECIMIENTO

La figura 6.52 muestra la recuperación y el tenor de oro, y la figura 6.53 expone el porcentaje en peso del concentrado respecto a la alimentación y la tasa de enriquecimiento de oro en las concentraciones gravimétricas y la concentración por flotación.

Figura 6.52. Recuperación y tenor de oro en las concentraciones gravimétricas y la flotación realizadas con las muestras de la mina Rancho Quemado

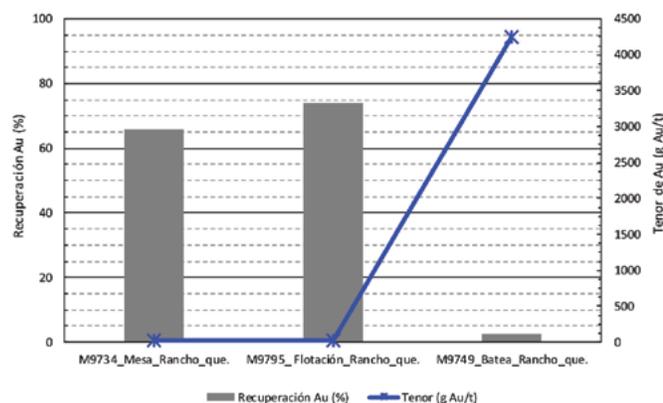
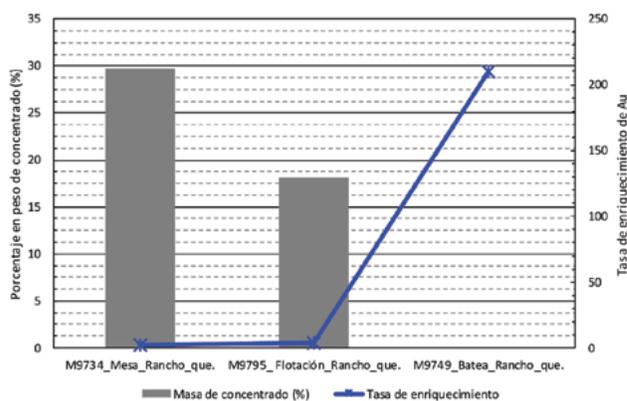


Figura 6.53. Porcentaje en peso de concentrado y tasa de enriquecimiento de oro en las concentraciones gravimétricas y la flotación realizadas con las muestras de la mina Rancho Quemado



6.6.2.5. CIANURACIÓN

De la figura 6.54 ilustra los consumos de cianuro de sodio y cal, como el tiempo de cianuración y el acondicionamiento del material previo a la prueba. Se observa un consumo moderado de cianuro en ambas cianuraciones (4,71 y 4,98 k/t). Los tiempos de cianuración de ambas cianuraciones fueron iguales: ambas alcanzaron su máxima recuperación a las 23 horas.

En las figuras 6.55 y 6.56 se ilustran las cinéticas de reacción de la lixiviación por cianuración de los concentrados por flotación y rechazos de batea, donde se observan excelentes recuperaciones, de 79% y 100%, respectivamente.

Figura 6.54. Indicadores de las cianuraciones de los concentrados de flotación y rechazos de batea de la planta Rancho Quemado

MUESTRA	CONSUMO DE CIANURO DE SODIO (kg/t)	CONSUMO DE HIDRÓXIDO DE CALCIO (kg/t)	TIEMPO DE CIANURACIÓN Y RECUPERACIÓN DE ORO (HORAS)	TAMAÑO DE PARTÍCULA PASANTE (µm)
Concentrado flotación	4,71	3,05	23	75
Rechazos de batea	4,98	7,07	23	75

Figura 6.55. Cianuración de los concentrados de flotación de la planta Rancho Quemado

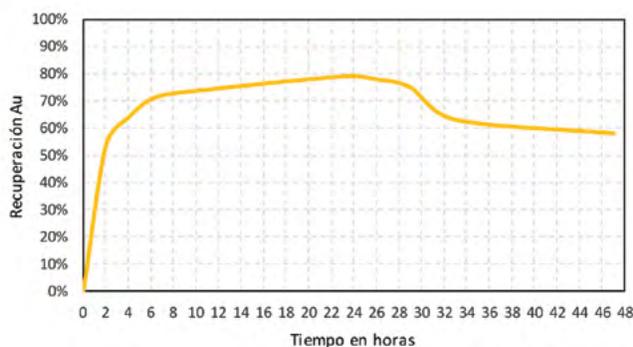
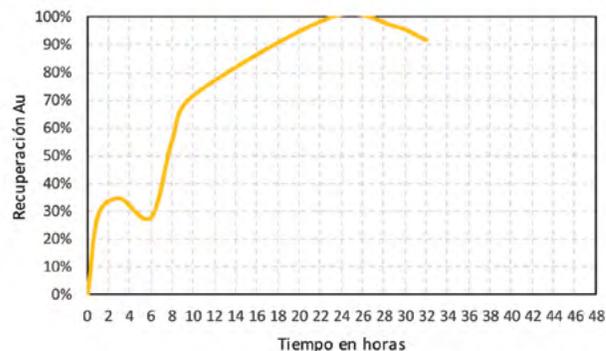


Figura 6.56. Cianuración de los rechazos de batea de la planta Rancho Quemado



6.6.3. PLANTA DE BENEFICIO MARAÑONES

6.6.3.1. CONCENTRACIÓN EN MESA DEL MINERAL DE CABEZA

Cabeza: Cabeza de molino

Molienda de hasta d_{80} : 425 micrómetros

Tiempo de concentración: 15 minutos

Agua de fluidización: 8,74 L/m

Figura 6.57. Concentración 1 en mesa Wilfley del mineral de cabeza de la mina Marañones

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza	3229	100,0%	32,89		
Concentrado 1	460,0	14,2%	162,69	70,5%	4,94
Medios 1	1383,0	42,8%	12,61	16,4%	
Colas	1386,0	42,9%	10,05	13,1%	

6.6.3.2. REFINACIÓN EN BATEA

Cabeza: Concentrados del ensayo de mesa Wilfley

Molienda de hasta d_{80} : 425 micrómetros

Tiempo de concentración: 5 minutos

Figura 6.58. Refinación gravimétrica por batea de los concentrados de mesa Wilfley

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza (Concentrado Mesa)	460	100,00%	162,69		
Concentrado	0,2	0,04%	60818	16,25%	373,8
Colas	459,8	99,96%	136,3027	83,75%	

6.6.3.3. CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

Cabeza: Medios y colas de mesa Wilfley
Molienda de hasta d_{80} : 75 micrómetros
Tiempo de acondicionamiento: 7 minutos
Tiempo de espumación: 15 minutos

Figura 6.59. Concentración por flotación de los medios y colas de mesa Wilfley, planta Marañones

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza (Compost medios y colas de mesa)	998,3	100,00	16,53		
Concentrado	223,0	22,34	74,02	100,0%	4,47
Colas	775,3	77,66	0,0	0,0%	

6.6.3.4. RECUPERACIONES Y TASAS DE ENRIQUECIMIENTO

La figura 6.60 muestra la recuperación y el tenor de oro, y la figura 6.61 expone el porcentaje en peso del concentrado respecto a la alimentación y la tasa de enriquecimiento de oro en las concentraciones gravimétricas y la concentración por flotación.

Figura 6.60. Recuperación y tenor de oro en las concentraciones gravimétricas y la flotación realizadas con las muestras de la mina Marañones

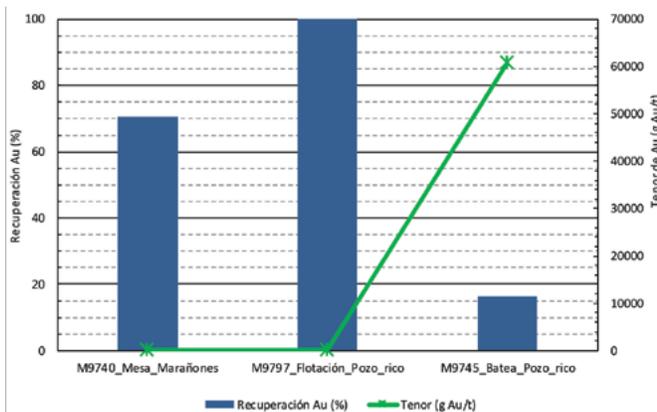
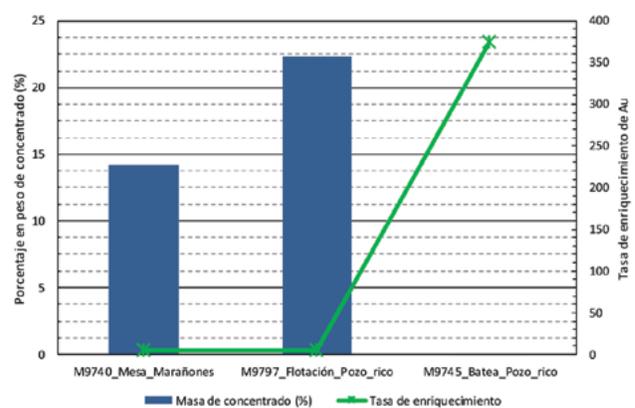


Figura 6.61. Porcentaje en peso de concentrado y tasa de enriquecimiento de oro en las concentraciones gravimétricas y la flotación realizadas con las muestras de la mina Marañones



6.6.3.5. CIANURACIÓN

La figura 6.62 ilustra los consumos de cianuro de sodio y cal, como el tiempo de cianuración y el acondicionamiento del material previo a la prueba. Se observa un consumo alto de cianuro en ambas lixiviaciones (8,93 y 8,56 kg/t). El tiempo de la máxima recuperación en la cianuración de los rechazos de batea fue de 23 horas, mucho más bajo que la lixiviación de los concentrados de flotación, que fue de 42 horas.

Figura 6.62. Indicadores de las cianuraciones de los concentrados de flotación y rechazos de batea de la planta Marañones

MUESTRA	CONSUMO DE CIANURO DE SODIO (kg/t)	CONSUMO DE HIDRÓXIDO DE CALCIO (kg/t)	TIEMPO DE CIANURACIÓN Y RECUPERACIÓN DE ORO (HORAS)	TAMAÑO DE PARTÍCULA PASANTE (μm)
Concentrado flotación	8,93	3,61	42	75
Rechazos de batea	8,56	2,07	23	75

En las figuras 6.63 y 6.64 se ilustran las cinéticas de reacción de la lixiviación por cianuración de los concentrados por flotación y rechazos de batea de la planta Marañones, donde se observan bajas recuperaciones, de 45% y 71%, respectivamente.

6.6.4. PLANTA DE BENEFICIO POZO RICO

Figura 6.63. Cianuración de los concentrados de flotación de la planta Marañones

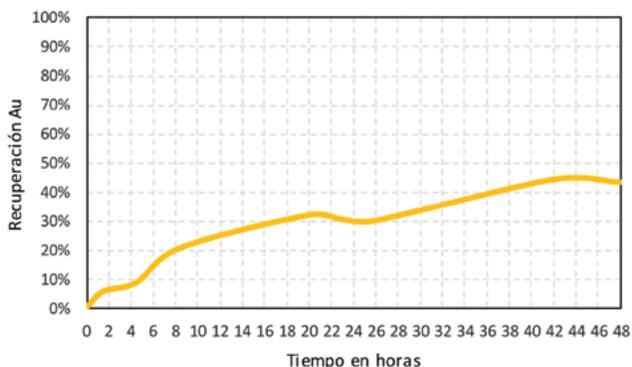
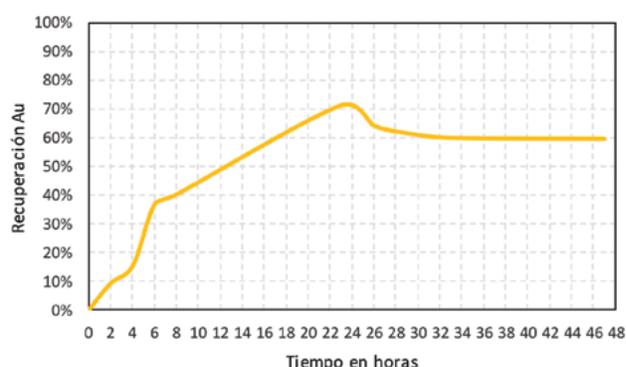


Figura 6.64. Cianuración de los rechazos de batea de la planta Rancho Quemado



6.6.4.1. CONCENTRACIÓN EN MESA DEL MINERAL DE CABEZA

Cabeza: Cabeza de molino
Molienda de hasta d_{80} : 425 micrómetros
Tiempo de concentración: 20 minutos
Agua de fluidización: 7,17 L/m

Figura 6.65. Concentración en mesa Wilfley en el mineral de cabeza de la mina Pozo Rico

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza	4412	100,0	95,7		
Concentrado	1054,0	23,9	194,9	49%	2,03
Medios	1834,0	41,6	109,6	48%	
Colas	1524,0	34,5	10,4	4%	

6.6.4.2. REFINACIÓN EN BATEA

Cabeza: Concentrados del ensayo de mesa Wilfley
Molienda de hasta d_{80} : 425 micrómetros
Tiempo de concentración: 5 minutos

Figura 6.66. Refinación gravimétrica por batea de los concentrados de mesa Wilfley

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza_(Concentrado mesa)	1054	100,00	194,91		
Concentrado	0,15	0,01	101249	7,39%	519,46
Colas	1053,85	99,99	180,52525	92,61%	

6.6.4.3. CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

Cabeza: Medios y colas de mesa Wilfley
Molienda de hasta d_{80} : 75 micrómetros
Tiempo de acondicionamiento: 7 minutos
Tiempo de espumación: 15 minutos

Figura 6.67. Concentración por flotación de los medios y colas de mesa Wilfley de la planta Pozo Rico

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza (Compost medios y colas de mesa)		100,00	42,59		
Concentrado	330,0	34,63	123,00	100,0%	2,88
Colas	623,0	65,37	0,00	0,0%	

6.6.4.4. RECUPERACIONES Y TASAS DE ENRIQUECIMIENTO

La figura 6.68 muestra la recuperación y el tenor de oro, y la figura 6.69 expone el porcentaje en peso del concentrado respecto a la alimentación y la tasa de enriquecimiento de oro en las concentraciones gravimétricas y la concentración por flotación.

Figura 6.68. Recuperación y tenor de oro en las concentraciones gravimétricas y la flotación realizadas con las muestras de la mina Pozo Rico

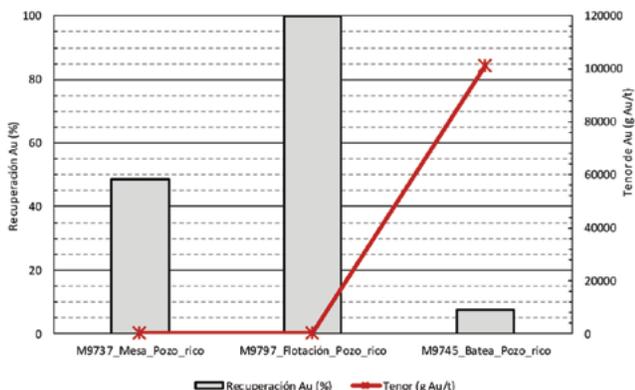
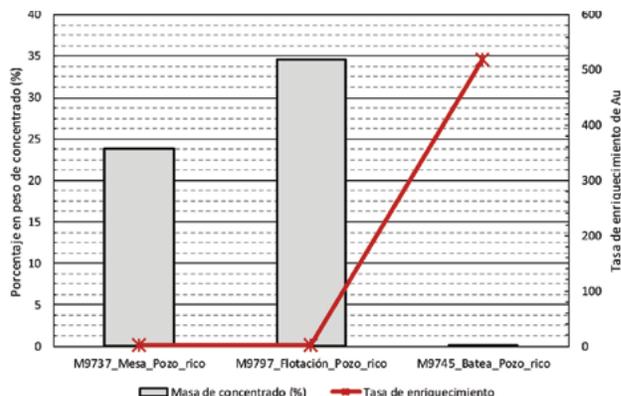


Figura 6.69. Porcentaje en peso de concentrado y tasa de enriquecimiento de oro en las concentraciones gravimétricas y la flotación realizadas con las muestras de la mina Pozo Rico



6.6.4.5. CIANURACIÓN

La figura 6.70 ilustra los consumos de cianuro de sodio y cal, como el tiempo de cianuración y el acondicionamiento del material previo a la prueba. Se observa un consumo moderado de cianuro en ambas lixiviaciones (5,48 y 3,92 k/t). El tiempo de la máxima recuperación en la cianuración de los rechazos de batea fue de 32 horas, un poco más alto que el de la lixiviación de los concentrados de flotación, que fue de 22 horas.

Figura 6.70. Indicadores de las cianuraciones de los concentrados de flotación y rechazos de batea de la planta Pozo Rico

MUESTRA	CONSUMO DE CIANURO DE SODIO (kg/t)	CONSUMO DE HIDRÓXIDO DE CALCIO (kg/t)	TIEMPO DE CIANURACIÓN Y RECUPERACIÓN DE ORO (HORAS)	TAMAÑO DE PARTÍCULA PASANTE (µm)
Concentrado de flotación	5,48	2,75	22	75
Rechazos de batea	3,92	9,12	32	75

En las figuras 6.71 y 6.72 se ilustran las cinéticas de reacción de la lixiviación por cianuración de los concentrados por flotación y rechazos de batea de la planta Marañones, donde se observan bajas recuperaciones, de 45% y 71%, respectivamente.

Figura 6.71. Cianuración de los concentrados de flotación de la planta Pozo Rico

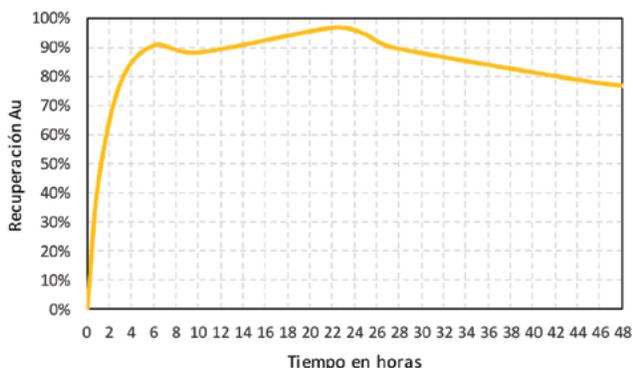
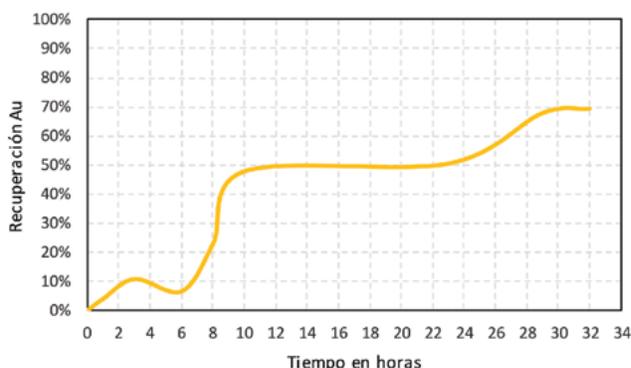


Figura 6.72. Cianuración de los rechazos de batea de la planta Pozo Rico



6.7. CONSIDERACIONES MINERALÓGICAS DETERMINANTES EN LAS OPERACIONES Y PROCESOS METALÚRGICOS

- Los análisis mineralógicos de la muestra de cabeza de proceso de la mina El Caño indican que la distribución mineralógica de la mena está representada en su mayoría por minerales de ganga (silicatos, carbonato y cuarzo), mientras que los minerales metálicos están representados por pirita en su mayoría (22,5%), y cantidades traza de arsenopirita (1,03%), esfalerita (0,1%) y galena (0,04%), minerales que no afectarán la cianuración. Por otro lado, la composición mineralógica de la mina Rancho Quemado es similar, ya que contiene ganga de silicatos en un 43,7%, y como minerales metálicos representativos, pirita (56%) y muy pequeñas cantidades de esfalerita y hematita, minerales que no causan problemas en la cianuración.
- Con respecto a la mina Pozo Rico, presenta una composición mineralógica similar a las minas anteriormente mencionadas; solo cambian sus concentraciones, ya que su material de ganga está compuesto mayoritariamente por silicatos (26,2%), y entre los minerales metálicos predominan la pirita (47,2%) y la marcasita (23,0%), y, con cantidades de traza, la esfalerita (0,9%) y la galena (0,3%). En cambio, la mina Marañones presenta una composición mineralógica diferente, ya que entre los minerales presenta una cantidad moderada de calcopirita (16,5%), pirita (14,1%), marcasita (4,7%) y esfalerita (4,7%); su ganga también está compuesta por silicatos (54,6%) y cuarzo (5,2%). Con esas cantidades de calcopirita y esfalerita puede causar retrasos en la cinética de lixiviación del oro y altos consumos de cianuro de sodio.
- La liberación de minerales metálicos en las minas de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio es muy similar, ya que presentan una liberación inicial de partículas de minerales metálicos que está por encima del 85%, con una molienda gruesa (>1.000 micrómetros).
- La distribución general de oro en la mina Marañones y Rancho Quemado es similar, ya que en las muestras de la primera, el 100% del oro está en un tamaño de partícula menor de 80 micrómetros, y en las de la segunda, por debajo de los 120 micrómetros, lo que indica que la recuperación gravimétrica es baja. Por otro lado, en la mina Pozo Rico, el tamaño de grano del oro presenta un comportamiento bimodal, ya que el 45,8% está por encima de los 90 micrómetros, y sería recuperado por medios gravimétricos, pero el porcentaje de oro restante se encuentra en un tamaño de grano más fino, por debajo de los 90 micrómetros, así que podría ser recuperado por otros medios, como la cianuración.

La liberación de minerales metálicos en las minas de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio es muy similar, ya que presentan una liberación inicial de partículas de minerales metálicos que está por encima del 85%, con una molienda gruesa (> 1.000 micrómetros)



7.

ASPECTOS QUÍMICOS Y AMBIENTALES

Vista desde la lancha de la ribera del río Magdalena, los puertos y diferentes embarcaciones que se usan para el transporte de productos y personas en la zona. Fotografía tomada por Verónica Ruiz, Servicio Geológico Colombiano



7.1. CONTRIBUCIÓN QUÍMICA A LA CARACTERIZACIÓN, EL CONTROL DE PROCESOS METALÚRGICOS Y AMBIENTALES

A partir de los análisis químicos de los materiales de mina, planta de beneficio y relaves es posible obtener la siguiente información:

Figura 71. Diagrama de contribución química y ambiental

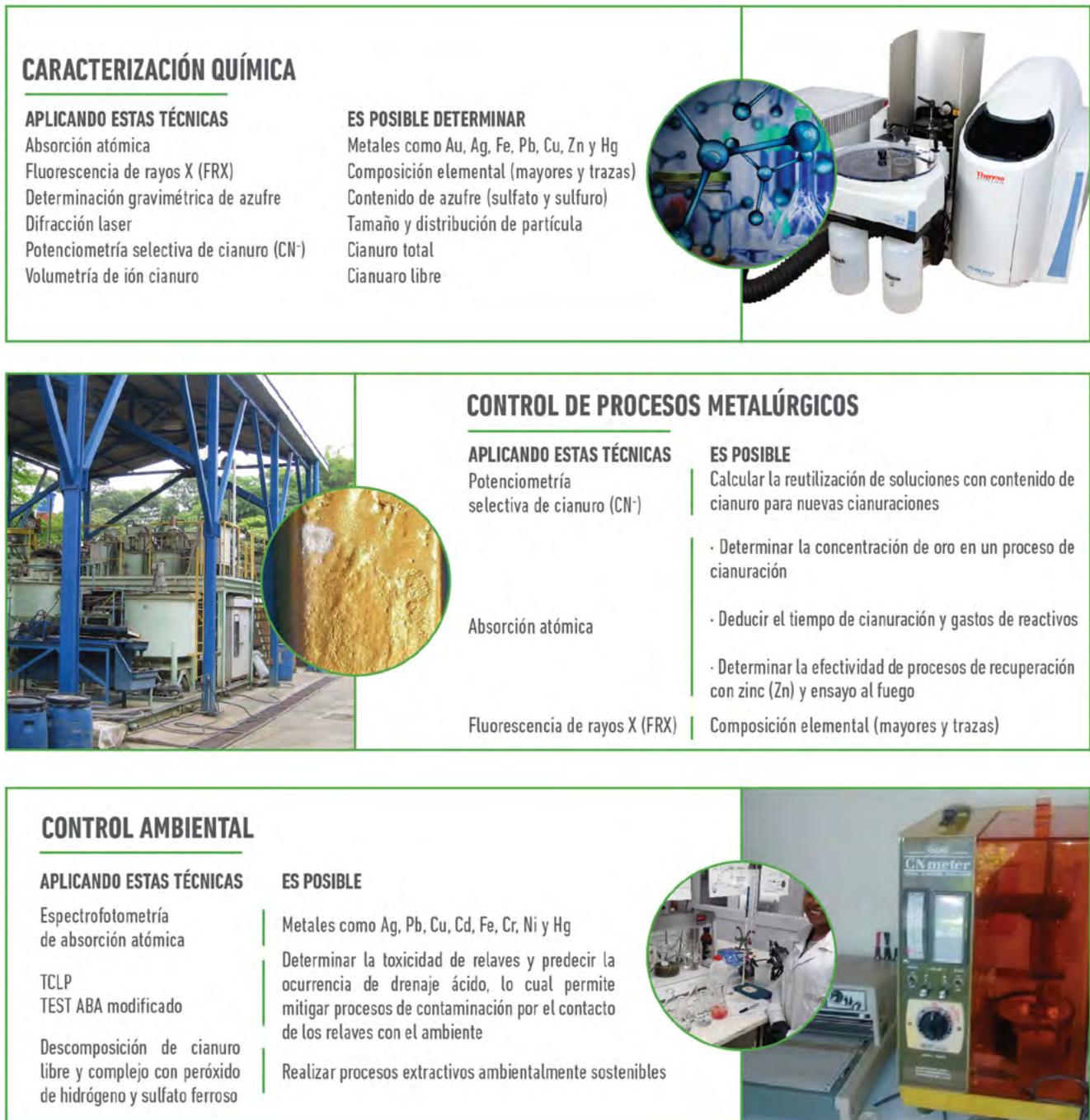
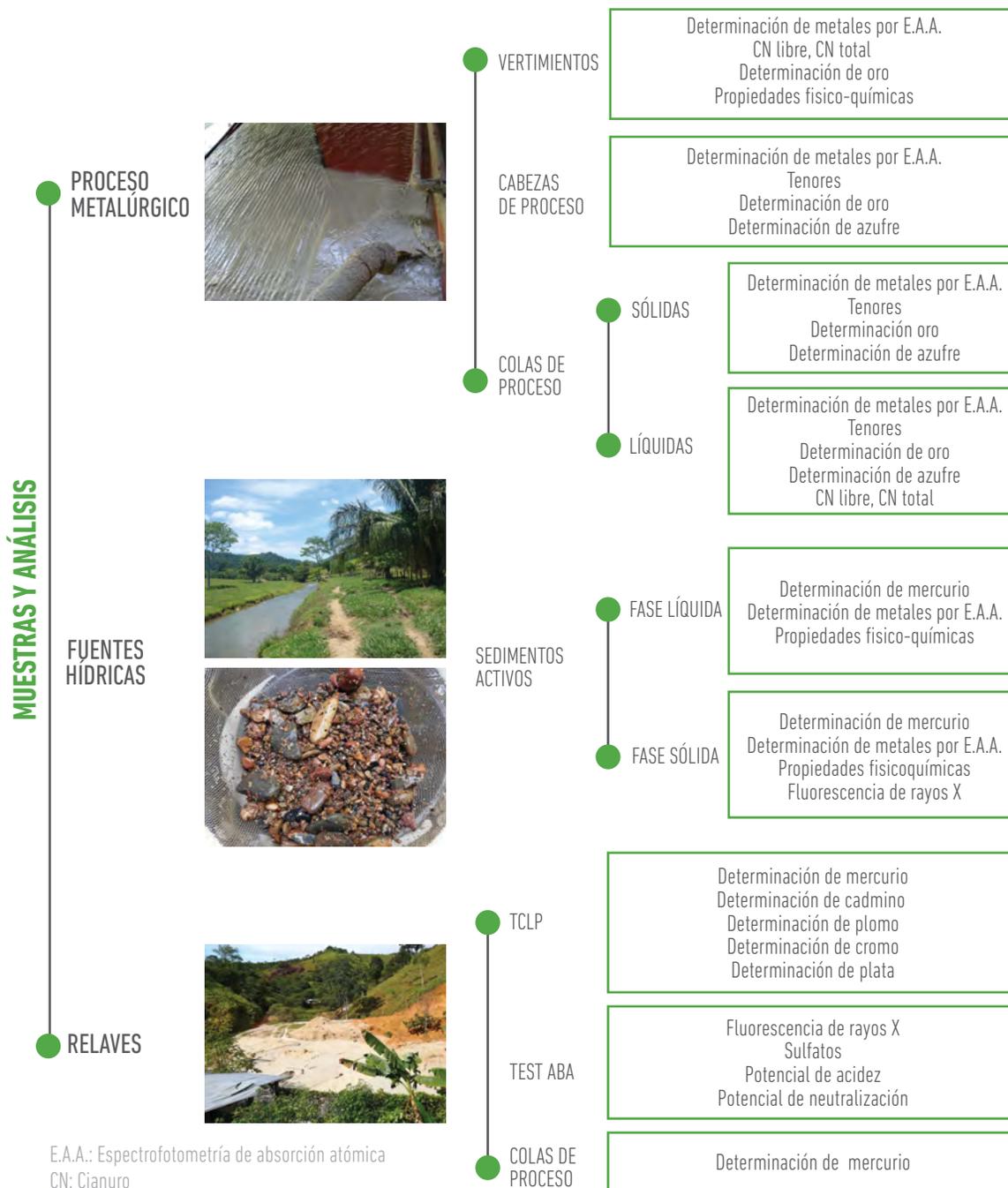


Figura 7.2. Diagrama de flujo para toma de muestras y análisis químico-ambiental



7.2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS: MÉTODOS Y APLICACIONES QUÍMICAS Y AMBIENTALES

7.2.1. CONTAMINACIÓN POR MERCURIO

El desarrollo del capítulo de química ambiental tiene como principal objetivo evaluar los elementos empleados en la actividad minera que implican riesgo para el ambiente por su toxicidad; entre ellos está el mercurio.

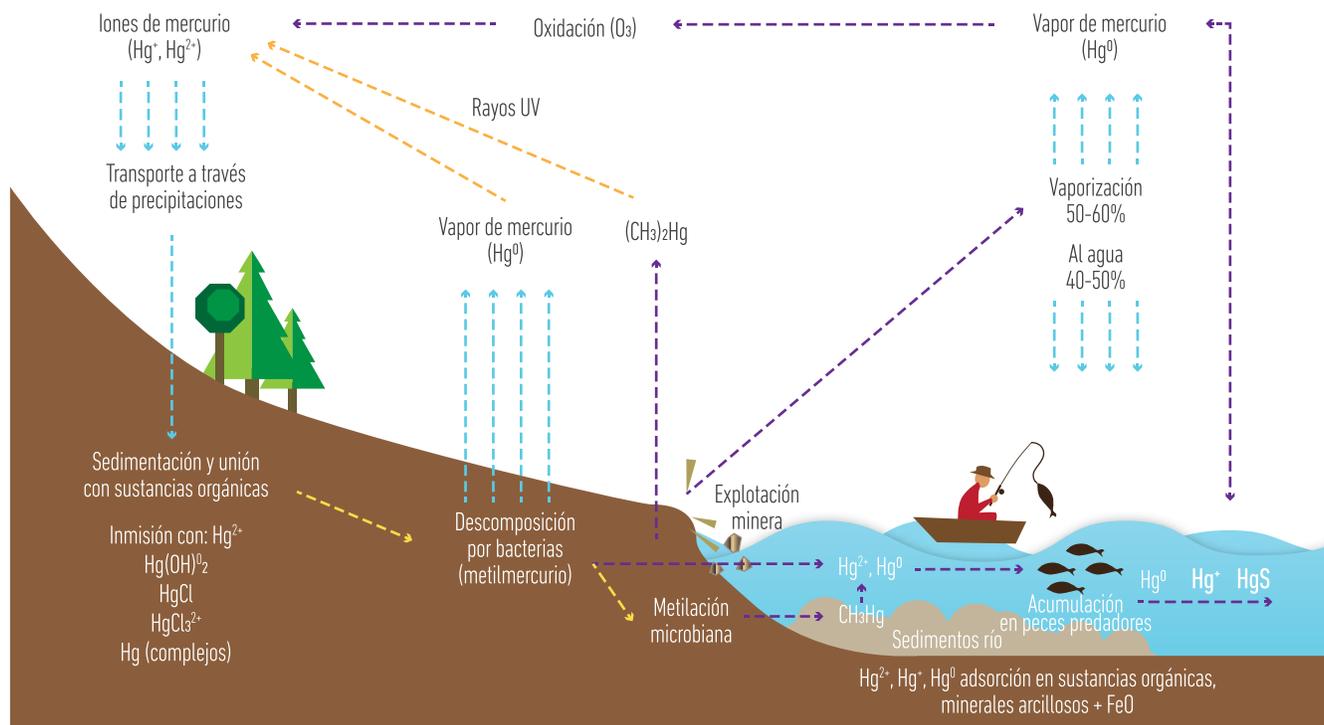
El mercurio identificado en la tabla periódica de los elementos químicos con el símbolo Hg, derivado de la palabra griega hydragyros (agua plateada). Es un metal pesado que en su estado elemental es de color plateado, inodoro y líquido a presión y temperatura ambiente. Su densidad es 13,5 veces mayor que la del agua, tiene una temperatura de fusión de $-38,87\text{ }^{\circ}\text{C}$ y ebulle a $356,58\text{ }^{\circ}\text{C}$, una temperatura baja para tratarse de un metal; es ligeramente volátil a temperatura ambiente e insoluble en agua (Chang, 2011; Thermo Fischer Scientific, 2007).

Parte del mercurio se encuentra en el ambiente en forma inorgánica (Hg^+ , Hg^{2+}) y compuestos órgano-mercúricos, como el metilmercurio (HgCH_3) y el dimetilmercurio ($\text{Hg}(\text{CH}_3)_2$), que son las formas orgánicas más tóxicas. En la corteza terrestre se halla en minerales como la corderoíta ($\text{Hg}_3\text{S}_2\text{Cl}_2$), la livingstonita (HgSb_4S_7), la montroidita (HgO), el calomel (HgCl) y el cinabrio (HgS), a partir del cual se puede extraer el mercurio, por calentamiento de la masa y condensación de los vapores, para posteriormente emplearlo en actividades antrópicas (Gaona, 2004).

En minería, la disposición de colas de procesos de amalgamación puede contaminar fuentes de agua subterráneas y superficiales, como lo indican Barringer *et al.* (2005). Después de la lixiviación del mercurio Foucher *et al.* (2013) cuantificaron concentraciones de hasta $150\text{ }\mu\text{g/L}$ en el agua subterránea en la base del relave y $60\text{ }\mu\text{g/L}$ en el agua superficial, valores que sobrepasan el valor admisible para consumo humano empleando tratamientos convencionales ($0,002\text{ mg/L}$), para uso pecuario ($0,01\text{ mg/L}$) y para la preservación de especies de fauna y flora ($0,01\text{ mg/L}$) (MinSalud, 1984).

Dadas sus características físico-químicas, el mercurio puede transformarse y circular en el ambiente, lo que se conoce como ciclo de mercurio, representado en la (figura 7.3).

Figura 7.3. Diagrama de ciclo del mercurio (Hg)



La Ley 1658 de 2013 hace referencia a las denominadas alternativas limpias. En este punto Colciencias fomentará la realización de investigaciones de tecnologías limpias para la reducción y eliminación del mercurio en los diferentes procesos para obtener el metal precioso, el oro. Los ministerios de Minas y Energía, Comercio, Industria y Turismo, Educación y el Sena promoverán y desarrollarán en el marco de sus competencias, la realización de programas de formación, capacitación, fortalecimiento empresarial y asistencia técnica para la inserción de alternativas a las tecnologías actuales en el proceso de beneficio de oro y demás procesos industriales y productivos asociados que emplean mercurio.

Inicialmente, el vapor de mercurio se convierte en formas hidrosolubles, que hacen que llegue a la corteza con el agua lluvia. Aquí, este metal se reduce y regresa como vapor o se deposita en los sedimentos. En la segunda etapa del ciclo, cierto tipo de microorganismos dan lugar a una reacción de metilación en la cual se logra la adición de uno o más grupos de metilos que transforman el mercurio elemental en metilmercurio, forma en la que puede

ingresar a la cadena trófica. El mercurio orgánico es captado por el plancton, que lo vuelve disponible para los organismos del sistema; de ahí la posibilidad de que este elemento se bioacumule, bioconcentre y biomagnifique (Programa Nacional de Riesgos Químicos, 2007).

Las propiedades e interacciones biológicas del mercurio varían en cada estado físico-químico, y cada uno tiene propiedades tóxicas diferentes (Ramírez, 2008), pero, en general, la exposición al mercurio se asocia con efectos nocivos sobre la salud determinados por factores como la dosis, la edad del paciente, la duración de la exposición y la vía de ingreso al organismo. Entre esos efectos están infartos, autismo, fibromialgias, fatiga, lupus, demencia, párkinson, alzhéimer, esclerosis múltiple, malformaciones fetales y trastornos neurológicos, metabólicos, hormonales, renales y dermatológicos (OMS, 2013).

Se han realizado muchos esfuerzos a escala mundial para reducir la exposición al mercurio y lograr que sea eliminado de las actividades antropogénicas por poner en riesgo la salud y el ambiente. En este sentido, en Colombia, la eliminación del mercurio en la minería es un paso fundamental para ratificar el compromiso de nación con los objetivos del Convenio de Minamata, y así sumar esfuerzos colectivos en favor de la humanidad y el planeta. De ahí la expedición de la Ley 1658 de 2013 (MinAmbiente, 2013), “por medio de la cual se establecen las disposiciones para la comercialización y el uso del mercurio en las diferentes actividades industriales del país, se fijan requerimientos e incentivos para su reducción y eliminación y se dictan otras disposiciones relacionadas con el tema”, y la formulación del Plan Único Nacional de Mercurio, iniciativa de los ministerios de Minas y Energía, de Medio Ambiente y Desarrollo Sostenible, de Salud y Protección Social, y el Ministerio de Trabajo, Agricultura y Desarrollo Rural.

7.2.2. BIOACUMULACIÓN Y BIOMAGNIFICACIÓN

La bioacumulación es la capacidad de los organismos de acumular selectivamente contaminantes en sus tejidos a partir de las concentraciones existentes en el medio en que habitan (Waldichuk, 1980). El Hg, en su forma orgánica

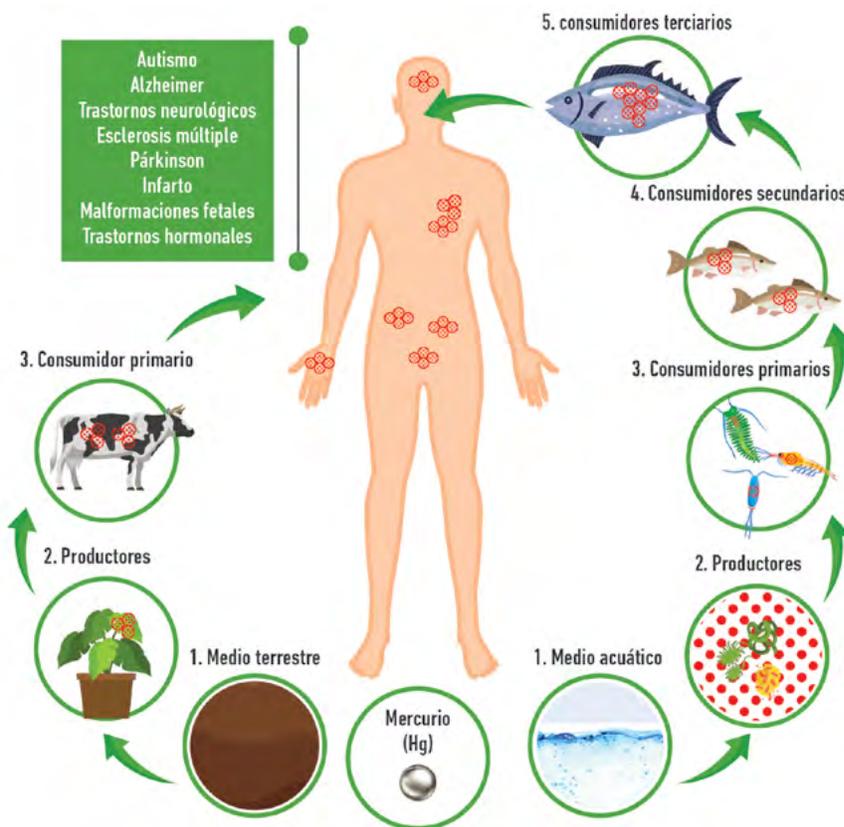
más tóxica, el metilmercurio ($HgCH_3$), se puede bioacumular hasta un millón de veces a lo largo de la cadena trófica acuática, debido a su habilidad para cruzar membranas celulares (Baeyens *et al.*, 2003; Kehrig *et al.*, 2017).

Figura 7.4. Representación de la bioacumulación y biomagnificación.
 1) Productores primarios como el plancton y zooplancton en contacto con metilmercurio presente en sedimentos. 2) Ingreso del mercurio al metabolismo de los consumidores primarios que se alimentan de los productores primarios. 3) Peces de mayor tamaño consumen a los consumidores primarios, y la concentración de mercurio aumenta. 4) Consumidores terciarios consumen a los secundarios contaminados con mercurio, aumentando así la concentración de este. 5) El ser humano consume el pez, consumidor terciario, y el mercurio se concentra más, y causa efectos en su organismo

Es así como surge el concepto de *biomagnificación*, que se produce por el incremento de la concentración química de un metal a medida que se escala en la cadena trófica. Así, un compuesto es más tóxico en los niveles más altos debido a la acumulación progresiva del mismo (Bifani, 1999). No solo el mercurio tiene la capacidad de bioacumularse y biomagnificarse: metales como el cadmio, plomo, zinc, cobre y cromo, y metaloides como el arsénico, también pueden ingresar al metabolismo de los seres vivos y traer consigo efectos desfavorables para el desarrollo de sus funciones vitales.

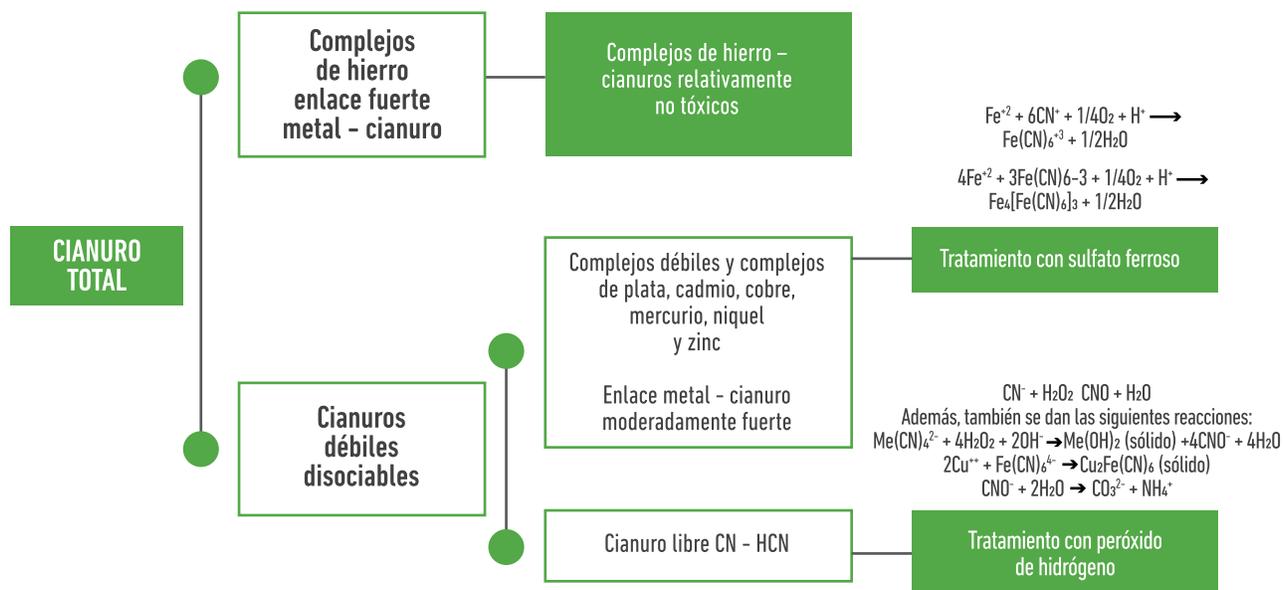
7.2.3. CIANURO EN MINERÍA

Los compuestos de cianuro presentes en la minería del oro y en las soluciones y efluentes de cianuración comprenden el cianuro libre, sales de cianuro de metales alcalinos y alcalino-térreos, y complejos de cianuros metálicos formados con oro,



mercurio, cadmio, zinc, plata, cobre, níquel, hierro y cobalto, elementos que componen los minerales procesados para obtener el oro. Los compuestos de cianuro que se forman en un proceso de cianuración se pueden observar en la figura 7.4.

Figura 7.5. Clasificación de los compuestos de cianuro en la minería de oro y el tratamiento de descomposición aplicado

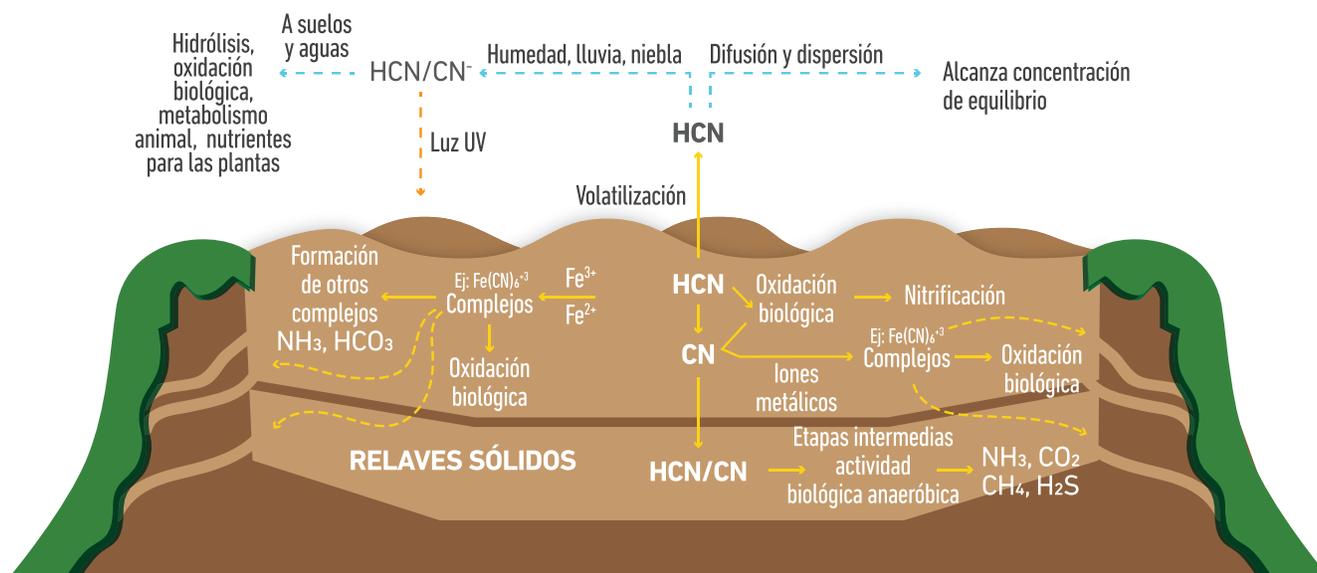


7.2.3.1. DINÁMICA DEL CIANURO EN UN RELAVE DE RESIDUO MINERO

Debido a las muchas reacciones y transformaciones que experimenta naturalmente, el cianuro no persiste en el ambiente. Los procesos de descomposición y transformación del cianuro son muy efectivos para reducir las concentraciones de cianuro tanto en el agua del estanque de decantación como en los propios relaves.

En estudios se han realizado perforaciones para investigar los niveles de cianuro en profundidad en las áreas de almacenamiento de relaves. También se han realizado muestreos laterales en el almacenamiento de relaves para determinar cómo varían las concentraciones de cianuro desde el punto de depósito. Dependiendo de la profundidad y el tiempo de acumulado de los relaves, el cianuro en el agua de poro de los relaves puede sufrir muchas transformaciones.

Figura 7.6. Reacciones bioquímicas del cianuro en un material residual de la cianuración. Fuente: Modificado a partir de Cáceres, 2001



La perforación muestra que la concentración de cianuro disminuye significativamente con la profundidad, debido a los procesos de descomposición y transformación. Entre los cuatro y seis metros superiores de un estanque de relaves activo, el cianuro libre se descompone rápidamente. Sin embargo, por debajo de esa profundidad, el cianuro WAD restante está presente, principalmente como complejos de cianuro de cobre. Los procesos de transformación convierten el cianuro de cobre en la forma no tóxica de cianuro de hierro y CuCN insoluble. El cianuro de hierro es un complejo muy estable.

El ciclo expuesto en la figura 7.6 representa un esquema simplificado del ciclo del cianuro; en él se muestran las diversas especies que se forman a partir del cianuro libre en tanques de relaves.

7.2.3.2. TRATAMIENTOS DE DESCOMPOSICIÓN DE CIANURO

De acuerdo con lo expuesto, existen dos formas principales de cianuro: libre y complejo. Se han desarrollado métodos que pueden ser empleados en la descomposición del cianuro con el fin de reducir su toxicidad. En la Figura 7.7 se hace un resumen de éstas.

Figura 7.7. Métodos empleados para la recuperación y descomposición de cianuro



En los procesos utilizados en la descomposición y eliminación de cianuro son utilizados tratamientos como los siguientes:

- **Degradación fotolítica.** Consiste en la oxidación de cianuro por medio de disociación de ciertos compuestos, en especial los que contienen hierro. Para esto se recurre a la fotólisis, que promueve reacciones de óxido-reducción.
- **Tratamiento con ozono.** Es una alternativa muy rápida para descomponer cianuros, cianatos y tiocianatos. Tiene una muy baja producción de residuos químicos tóxicos.
- **Oxidación química.** Agentes oxidantes fuertes, como el peróxido de hidrógeno, permanganato de potasio y sulfato ferroso, son comúnmente utilizados para descomponer este ion mediante una reacción de oxidación.
- **Biorremediación.** Este método se utiliza para eliminar el cianuro por medio de plantas que contienen bacterias y microorganismos. Estas plantas, llamadas cianívoras, consumen el cianuro de ríos cercanos, y degradan estos contaminantes.

Procesos como AVR y SART sirven para recuperar cianuro. Consisten en reciclar el cianuro de residuos sólidos y líquidos acidificándolos para generar HCN (ácido cianhídrico), que se lleva a una volatilización y se recolecta en una trampa de NaOH (hidróxido de sodio) para su posterior reutilización como NaCN (cianuro de sodio). En cada uno de estos procesos, el tratamiento se lleva a cabo de manera diferente, aunque el principio es el mismo.

Otra alternativa es el uso de vitrokele, que consiste en un tratamiento que separa los complejos de cianuro de las soluciones y los absorbe en perlas de resina.

Método para descomponer el cianuro libre presente en la solución pobre empleando peróxido de hidrógeno

Figura 7.8. Tratamiento mediante el método de peróxido de hidrógeno para descomponer cianuro libre

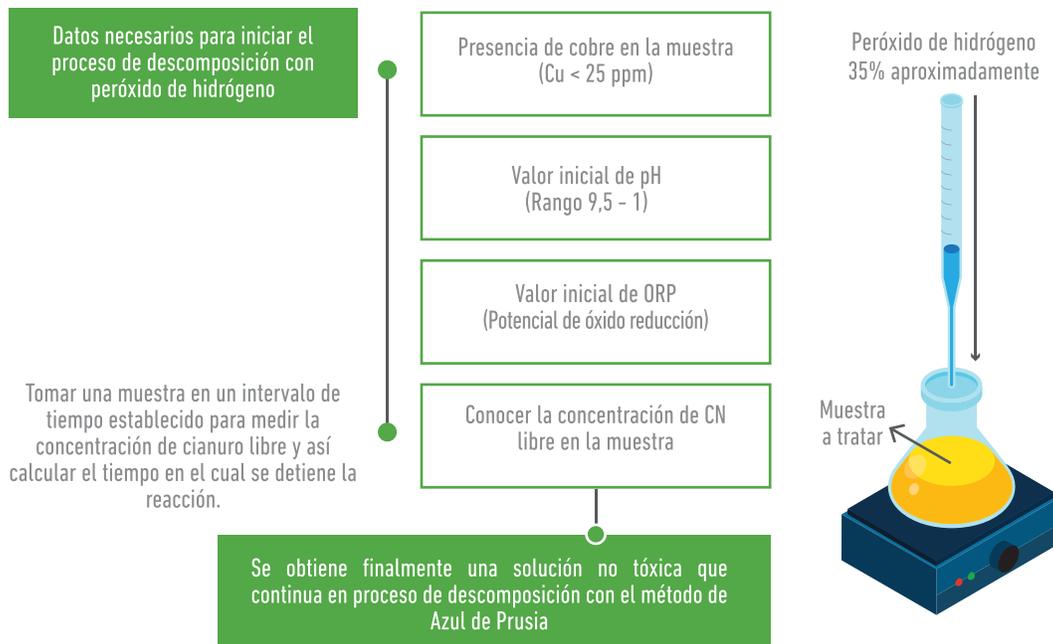
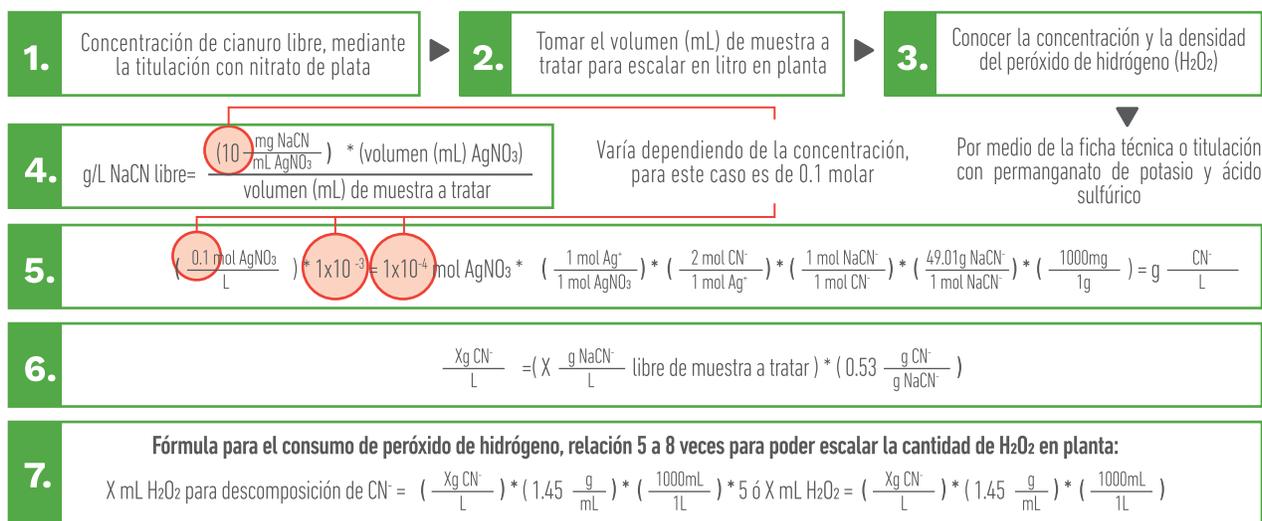


Figura 7.9. Diagrama para calcular la dosificación de peróxido en la descomposición de cianuro libre

CÁLCULO PARA DOSIFICACIÓN DE PERÓXIDO



La metodología del azul de Prusia es el proceso final para completar la descomposición de todos los complejos metálicos transformándolos en compuestos más estables, que no generen un impacto negativo en condiciones ambientales. El material (lodo) producto de este proceso es llevado a confinamiento.

Figura 7.10. Diagrama de descomposición de cianuro complejo mediante el método azul de Prusia

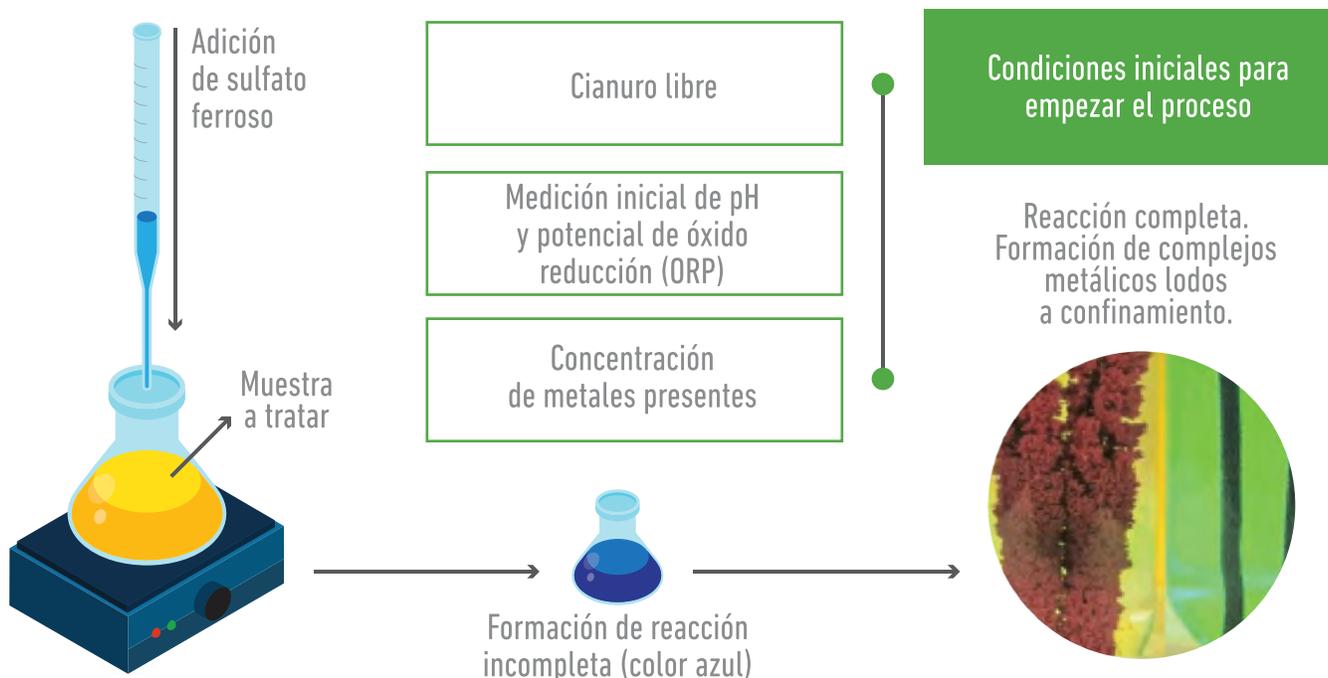
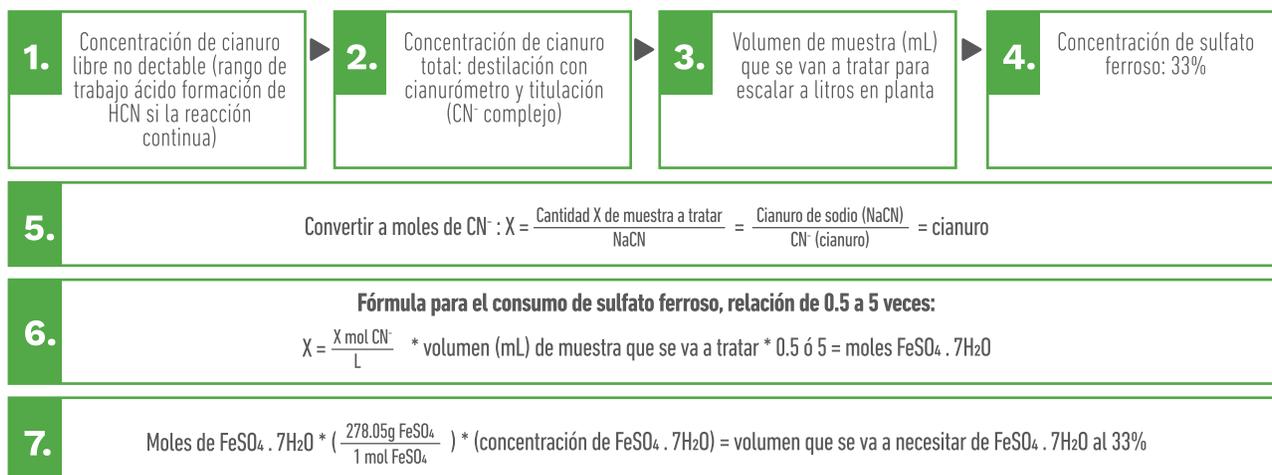


Figura 7.11. Diagrama para calcular la dosificación de sulfato ferroso en el tratamiento de cianuro complejo

CÁLCULO PARA DOSIFICACIÓN DE PERÓXIDO



7.2.4. CARACTERIZACIÓN QUÍMICA Y AMBIENTAL

Diferentes técnicas analíticas, instrumentales y gravimétricas, como la fluorescencia de rayos X, espectrofotometría de absorción atómica, potenciometría (ion CN⁻), determinación de azufre por gravimetría y pruebas ambientales de TCLP y test ABA se aplican a la caracterización de la composición físico-química de muestras representativas de las etapas de procesamiento de minerales que inciden en el equilibrio del medio ambiente. Para ello se hace una comparación de las muestras tomadas antes y después de dichos procesos. Los tipos de muestras recolectadas son relaves, sedimentos, rocas y vertimientos, a las que se les aplica, como estudio prioritario, la cuantificación y movilidad de mercurio, por ser un metal pesado de alta toxicidad. Además, el análisis químico se interrelaciona con el marco geológico para obtener información útil para determinar la composición elemental de los minerales formadores de roca encajante y los minerales de mena que componen las unidades geológicas presentes en la zona estudiada. Este análisis, con el marco metalúrgico genera información técnica que permite el seguimiento analítico de las diferentes pruebas realizadas, en el control de unidades metalúrgicas para desarrollar procesos de beneficio más eficientes.

Como información base para la aplicación y el desarrollo de las metodologías químicas y ambientales enfocadas en cada zona estudiada, se estructuró un diagrama de flujo que contiene específicamente los análisis realizados a las plantas y fuentes hídricas visitadas.

7.2.4.1 APLICACIÓN DE LA ESPECTROMETRÍA DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X

Es una técnica no destructiva que emplea una cantidad pequeña de muestra sólida (suelos, sedimentos activos, rocas, arenas y metales, entre otros) para determinar el contenido de varios elementos en una misma lectura.

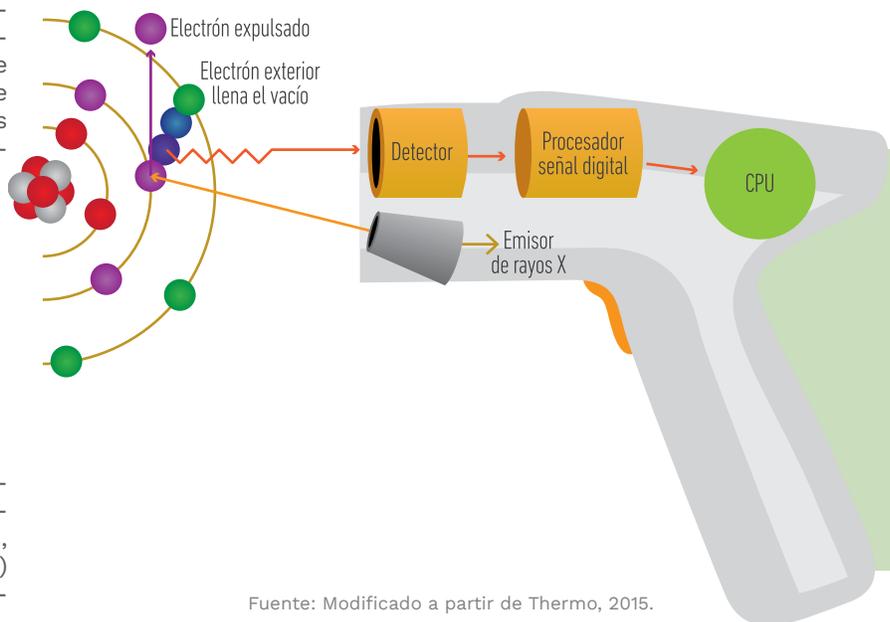
Esto permite generar una especie de mapa de la composición química del material en fase sólida. La espectrometría de fluorescencia de rayos X (FRX) tiene su fundamento en la interacción existente entre los rayos X y la materia, específicamente debida a la respuesta de un material que luego de ser irradiado y excitado por rayos X se reordena emitiendo una radiación llamada fluorescencia de rayos X, que aporta información del contenido de elementos en cada una de las muestras analizadas (Skoog *et al.*, 2001).

Las muestras sólidas pueden ser rocas, sedimentos activos, relaves, cabezas de proceso, productos intermedios y material de rechazo, de tal modo que en el momento del análisis dichas muestras deben estar pulverizadas (por debajo de los 75 micrones) para adicionar de 2 a 5 gramos y depositarlas en un portamuestras. Posteriormente se realiza el análisis haciendo uso del equipo de fluorescencia de rayos X. Hay dos formas de realizar el análisis: en modo minería, en caso de que se desee determinar elementos que se encuentren mayoritariamente, por lo general por encima del 1% másico, y en modo suelos, para analizar trazas o elementos minoritarios en partes por millón.

7.2.4.2. APLICACIÓN DE LA ESPECTROFOTOMETRÍA DE ABSORCIÓN ATÓMICA

Para realizar la determinación de metales (Au, Cu, Zn, Ag, Cr, Pb, Cd, etc.) por absorción atómica de llama es necesario tener las muestras libres de posibles interferentes, tales como materia orgánica o material particulado. Para lograr estas condiciones, y con el objeto de liberar los metales de la matriz manteniéndolos en solución, se

Figura 7.12. Fluorescencia de rayos X



Fuente: Modificado a partir de Thermo, 2015.

Figura 7.13. Técnica de espectrofotometría de absorción atómica



Fuente: modificado Thermo, 2015.

debe realizar el tratamiento previo de las muestras, mediante la aplicación de los procedimientos adecuados de preparación, digestión y preservación. Estos tratamientos se realizan según el tipo de matriz.

El mercurio también es medido con esta técnica, pero este análisis se realiza en ausencia de llama, debido a la fácil volatilidad del elemento cuantificado. Esta metodología se denomina *absorción atómica-generación de hidruros*. Generalmente, las muestras provienen de diversos orígenes; las más frecuentes son las muestras de aguas, efluentes, rocas, suelos, etc. Como todas las matrices varían, son diferentes en su composición intrínseca y en su respuesta al tratamiento previo de adecuación a la medición por llama.

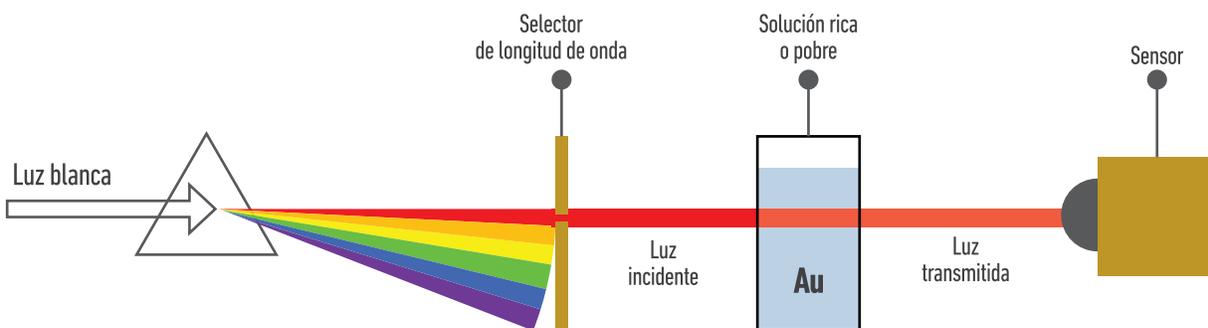
La siguiente ecuación engloba la reacción de la cianuración y el compuesto de oro en matriz líquida proveniente de procesos de control metalúrgicos, que es cuantificado por la técnica de espectrofotometría de absorción atómica:



7.2.4.3. APLICACIÓN DE LA TÉCNICA DE ESPECTROFOTOMETRÍA DE ULTRAVIOLETA VISIBLE

El principio de la espectrofotometría ultravioleta visible involucra la absorción de radiación ultravioleta visible por una molécula, lo que causa la promoción de un electrón de un estado basal a un estado excitado, con la liberación del exceso de energía en forma de calor. La longitud de onda (λ) varía de 160 a 800 nm.

Figura 7.14. La técnica instrumental de ultravioleta visible es una alternativa de medición cuando no se cuenta con el equipo de absorción atómica para determinar el oro, también puede ser usada para la determinación de sulfatos



De acuerdo con la figura 7.14, la técnica requiere un equipo ultravioleta visible que cuenta con una fuente de luz blanca que atraviesa un prisma para desdoblarse y generar las distintas radiaciones que existen en el espectro visible. En especial se hace referencia a las que pueden ser percibidas por los colores. Así se puede seleccionar la longitud de onda de la radiación requerida para el análisis, que impactará el analito en la muestra, que absorberá parte de la energía seleccionada, lo que hace que la radiación resultante en el sensor sea disminuida y cuantificada, para transformarse, por medio de cálculos, en la cantidad absorbida por el analito o la muestra.

Entre las múltiples aplicaciones de esta técnica instrumental, es utilizada para la determinación de sulfatos mediante la oxidación de todas las formas de azufre a sulfato, y posteriormente se cuantifica por medio de la adición del cloruro de bario, formando sulfato de bario, que tiene una apariencia lechosa. Esta sal queda en suspensión e inicia su precipitación, permitiendo medir la opalescencia generada a 420 nm. El principio analítico de este procedimiento se basa en el método turbidimétrico, que parte del supuesto de que la dispersión de un rayo de luz, ocasionada por el precipitado de sulfato de bario, es directamente proporcional a la concentración de ion sulfato en la muestra (Ingeominas *et al.*, 2010).

Otra aplicación que tiene esta técnica instrumental es el *método colorimétrico para la determinación de oro (conocido como púrpura de Cassius)*, el cual es una alternativa de análisis instrumental cuando no se cuenta con espectrofotómetro de absorción atómica (AA) y es un método aplicable en trabajo de campo. Para la determinación de micro cantidades de oro en soluciones cianuradas se realiza la precipitación con zinc para eliminar interferencias, esta precipitación se realiza con soluciones que contengan una concentración de cianuro mayor o igual a 1 g/L, y

cuyos valores de pH sean mayores de once unidades. El precipitado formado se disuelve, y se desarrolla el color usando el método de cloruro estañoso.

7.2.4.4. APLICACIÓN DE LA POTENCIOMETRÍA DE ION CIANURO

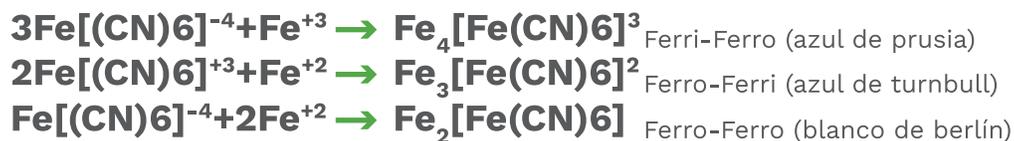
Para determinar la cantidad de cianuro que se encuentra presente en una solución de proceso, o solución final, para desecharla, es necesario aplicar metodologías instrumentales que combinan destilación y potenciometría. Una de estas es la descomposición de cianuro, de total a libre, que se realiza mediante el método de electrodo de ion selectivo integrado a un analizador de cianuro. El procedimiento se fundamenta en la destilación de la solución de cianuro mediante enfriamiento de aire; el ácido cianhídrico (HCN) producido durante la reacción es condensado y absorbido por burbujeo en una solución de hidróxido de sodio (NaOH 0,1 M), e inmediatamente es detectado y leído usando el electrodo de ion selectivo para cianuro. El análisis permite determinar cianuro total en cualquier tipo de soluciones, con un rango de detección que abarca desde 5 ppb a 260 ppm. Puede ser aplicado en análisis de aguas residuales, aguas procedentes de procesos metalúrgicos y actividad minera. El equipo utilizado en esta metodología es el cianurómetro.

Figura 7.15. Diagrama del proceso empleado para la determinación de cianuro libre y complejo



7.2.4.5. ENSAYO EN LABORATORIO PARA DESCOMPONER CIANURO LIBRE Y COMPLEJO A FORMAS ESTABLES

La concentración de cianuro total puede disminuir en el transcurso del tiempo y llegar al valor mínimo o no detectable. Los colores típicos de las reacciones que se llevaron a cabo fueron azul, verde y marrón, típicos de la precipitación de cianuro. El exceso de hierro a pH ácido promueve la formación de las siguientes sales complejas y muy estables:



En carencia de hierro se puede formar azul de Prusia soluble, que luego se convierte en hexacianoferrroso soluble. Al final de la coagulación-floculación se obtiene un color azul que indica que el tratamiento es incompleto. La solución final se torna marrón.

7.2.4.6. PRUEBAS AMBIENTALES PARA RELAVES

Procedimiento de lixiviación característico de toxicidad (TCLP - Toxicity Characteristics Leaching procedure)

El análisis de TCLP (sigla de toxicity characteristics leaching procedure) es una prueba de lixiviación que mide la liberación de contaminantes en un residuo sólido cuando entra en contacto con fases líquidas. Hace parte de las pruebas de interés que se aplican a residuos de beneficio de minerales auríferos, junto con las pruebas de reactividad de cianuros y sulfuros.

Figura 7.16. Característica física (color) de las etapas de la descomposición de cianuro libre y complejo



El procedimiento de lixiviación característica de toxicidad es una herramienta de caracterización mediante la cual se estudia la capacidad de lixiviación de analitos tóxicos, para definir los impactos en el ambiente referidos a contaminación de aguas superficiales, de suelos y riesgos a la salud

Figura 7.17. Esquema general para determinar elementos potencialmente tóxicos por TCLP

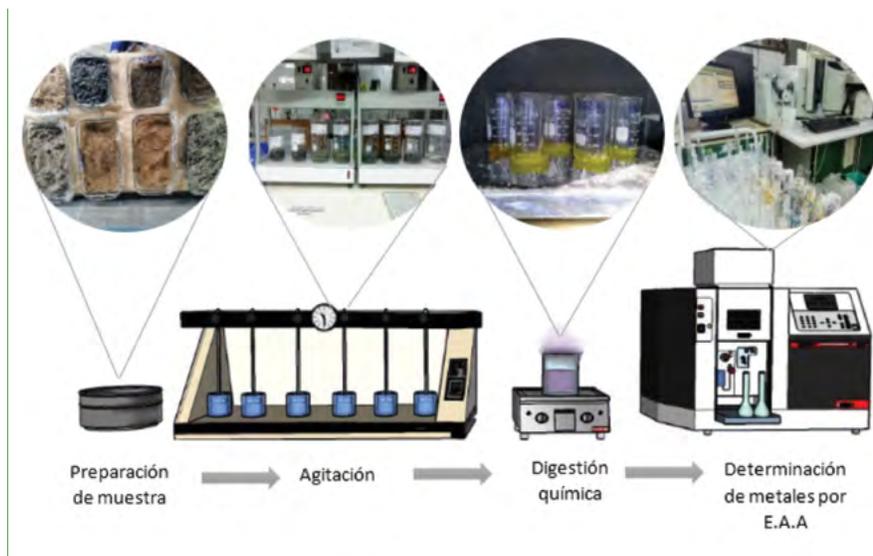


Figura 7.18. Concentraciones máximas permitidas para prueba de TCLP. Fuente: (Ministerio de Ambiente, 2005)

ELEMENTO	PERMISIBLE EN EL LIXIVIADO* mg/L
Arsénico - As	5,0
Bario - Ba	100
Cadmio- Cd	1,0
Cromo - Cr	5,0
Plomo - Pb	5,0
Mercurio-Hg	0,2
Selenio -Se	1,0
Plata - Ag	5,0

*Concentraciones máximas de contaminantes para la prueba TCLP-Decreto 4741 de 2005.

Balance ácido/base (test ABA modificado) para la predicción del drenaje ácido de minas (DAM)

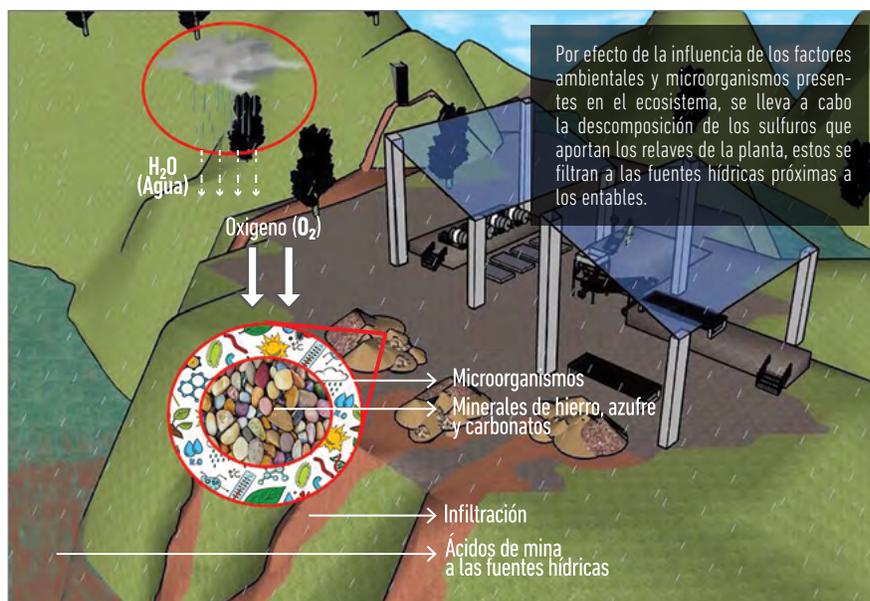
El drenaje ácido de rocas o de minas es un proceso natural producido por la oxidación atmosférica (por ejemplo, por la acción del agua, el oxígeno y dióxido de carbono) de los minerales de sulfuro de hierro, pirita y pirrotina en la presencia de oxígeno, agua y bacterias como el Thiobacillus ferrooxidans. La exposición de minerales sulfurados al ambiente ocurre cuando se abren túneles, se remueve material estéril de una mina y se disponen los residuos del proceso de beneficio del mineral de interés (Chaparro Leal, 2015).

Los minerales, al entrar en contacto con el aire, pueden sufrir procesos de oxidación química y lixiviación de metales, metaloides y aniones. Posteriormente, al interactuar el agua del ambiente con los óxidos formados, genera agua ácida, que contiene iones de metales pesados, que, al ser arrastrados a fuentes de agua superficial o subterránea, terminan contaminándola. En la figura 7.19 se muestra el proceso de generación de drenaje ácido. Estas reacciones geoquímicas se aceleran en áreas mineras debido a que el aire entra en contacto con mayor facilidad

con los sulfuros a través de las labores de acceso y la porosidad creada en las pilas de estériles y residuos; a ello se une el cambio de composición química y el incremento de la superficie de contacto de las partículas (Aduvire, 2006).

Los drenajes ácidos de mina, que se caracterizan por tener un bajo pH, contienen una gran cantidad de sólidos en suspensión, con un alto contenido en sulfato y metales (Fe, Al, Mn, Zn, Cu, Pb, Hg, Cd, Ni), que son nocivos para los seres vivos, contaminan los cursos de agua y pueden llegar a causar daños a las estructuras construidas por el hombre (Çelebi *et al.*, 2018). Generalmente, la producción de ácido de un material se mide en función de la presencia de azufre en el mineral.

Figura 7.19. Proceso de generación de drenaje ácido de minas



7.3. PUNTOS DE MUESTREO Y MUESTRAS PUNTUALES TOMADAS EN CAMPO

Figura 7.20. Descripción, identificación y localización de las muestras ambientales recolectadas en los municipios de San Martín de Loba, Barranco de Loba, Tiquisio y Norosí

COORDENADAS			MUNICIPIO	VEREDA / SECTOR	DESCRIPCIÓN
1004259	1480779	28	SAN MARTÍN DE LOBA	EL CAÑO	Vertimiento hacia ciénaga
1004166	1480981	35			Agua superficial brazo río Magdalena
1004282	1480777	29			Relave mina El caño
1004223	1480953	36			Vertimiento directo hacia ciénaga
1004280	1480827	31			Vertimiento molino de pisones 1
1004275	1480823	28		Vertimiento molino de pisones 2	
1003508	1480273	40		LA CHIVA	Relave 4 planta La Chiva
1003537	1480228	37			Relave 1 planta La Chiva
1003544	1480278	37			Relave 2 planta La Chiva
1003517	1480266	40			Relave 3 planta La Chiva
1003506	1480229	31	Vertimiento proveniente de proceso de amalgamación		
1003531	1480219	31		Vertimiento proveniente de proceso de cianuración	
1003477	1480036	28	BARRANCO DE LOBA	CATANGA	Playón Santa Rosa
1000138	1465182	83		NIGUA	Agua superficial de manantial Mina Nigua
1000138	1465182	83			Agua de sedimento activo de manantial Mina Nigua
1000138	1465182	83			Sedimento activo previo a actividad minera de Mina Nigua
1000426	1463298	102			Vertimiento entable de Mina Nigua
1000426	1463298	102			Relave 1 entable Mina Nigua
1000426	1463298	102			Relave 2 entable Mina Nigua
1000425	1465291	96			Relave 3 entable Mina Nigua
1000417	1465284	99			Relave 4 entable Mina Nigua
999023	1464824	57			Sedimento activo de quebrada receptora de vertimientos de mina Nigua
999023	1464824	57			Agua de sedimento activo de quebrada receptora de vertimientos de mina Nigua
999023	1464824	57		Agua superficial de quebrada receptora de vertimientos de mina Nigua	
1000171	1465159	80			Vertimiento final de entables mina Nigua
997540	1464693	53		PORTUGAL	Agua superficial quebrada La Portugal (Posterior)
997540	1464693	53			Sedimento activo quebrada Portugal (Posterior)
997540	1464693	53			Agua en contacto con Sedimento activo quebrada Portugal aguas abajo

Figura 7.20. Descripción, identificación y localización de las muestras ambientales recolectadas en los municipios de San Martín de Loba, Barranco de Loba, Tiquisio y Norosí (Sur de Bolívar)

997808	1477583	36	LOS MARAÑONES	Lodo de humedal artificial 1 (vertimiento Marañoses)	
997819	1477592	36		Lodo de humedal artificial 2 (vertimiento Marañoses)	
997817	1477584	36		Lodo de humedal artificial 3 (vertimiento Marañoses)	
997808	1477583	36		Agua de humedal artificial 1 (vertimiento Marañoses)	
997819	1477592	36		Agua de humedal artificial 2 (vertimiento Marañoses)	
997817	1477584	36		Agua de humedal artificial 3 (vertimiento Marañoses)	
997771	1477513	40		Agua subterránea mina Marañoses	
997813	1477575	40		Vertimiento entable Marañoses	
998624	1452210	92		PUEBLITO MEJÍA	Agua superficial quebrada La Azulita (Posterior)
998624	1452210	92			Agua de sedimento activo quebrada La Azulita (Posterior)
998624	1452210	92			Sedimento activo quebrada La Azulita (Posterior)
998134	1452786	87			Agua superficial unión de las quebradas La Azulita y Mejía (Posterior)
998134	1452786	87			Agua de sedimento activo unión de las quebradas La Azulita y Mejía (Posterior)
998134	1452786	87			Sedimento activo de unión de las quebradas La Azulita y Mejía (Posterior)
1000729	1451993	184			Agua de sedimento activo quebrada La Azulita (Anterior)
1000729	1451993	184			Sedimento activo quebrada La Azulita (Anterior)
1000729	1451993	184			Agua superficial quebrada La Azulita (Anterior)
998084	1452688	77			Agua de sedimento activo quebrada La Mejía (Anterior)
998084	1452688	77			Sedimento activo quebrada La Mejía (Anterior)
998084	1452688	77			Agua superficial quebrada La Mejía (Anterior)
999567	1451979	117			Vertimiento planta El Cañaveral
999567	1451979	117			Relave planta El Cañaveral
999603	1452000	125			Agua subterránea de mina El Fogaie
987123	1454604	34		SANTA CRUZ	Sedimento quebrada El Llaño (Posterior)
987123	1454604	34			Agua de sedimento activo quebrada El Llaño (Posterior)
987123	1454604	34			Agua superficial quebrada El Llaño (Posterior)
987884	1454883	56			Agua superficial quebrada La Redonda (Anterior)
987884	1454883	56			Agua de sedimento activo quebrada La Redonda (Anterior)
987884	1454883	56			Sedimento activo quebrada La redonda (Anterior)
987065	1454788	35			Vertimiento entables mina Santa Cruz
986728	1454826	37			Vertimiento planta Pozo Rico
981082	1422970	493			TIQUISIO
981082	1422970	493		Agua de sedimento activo quebrada El Rosario (Anterior)	
981082	1422970	493	Sedimento activo quebrada El Rosario (Anterior)		
980410	1423283	411	Sedimento activo quebrada La Cristalina, afluente a quebrada El Rosario (Posterior)		
980410	1423283	411	Agua de sedimento activo quebrada La Cristalina afluente a la quebrada El Rosario (Posterior)		
980410	1423283	411	Agua superficial quebrada La Cristalina afluente a la quebrada El Rosario (Posterior)		
980391	1423485	382	Sedimento activo quebrada El Rosario (Posterior)		
980391	1423485	382	Agua de sedimento activo quebrada El Rosario (Posterior)		
980391	1423485	382	Agua superficial quebrada El Rosario (Posterior)		
980426	1423451	384	Vertimiento a quebrada El Rosario		
981736	1425073	500	Vertimiento de la relavera mina Brinca		
981254	1424575	483	Vertimiento de cianuración mina Piedra a quebrada La Escondida		
981254	1424575	483	Vertimiento mina Piedra a la quebrada La Escondida		
980831	1422333	549	Agua superficial quebrada El Pando (Anterior)		
980831	1422333	549	Agua de sedimento activo quebrada El Pando (Anterior)		
980831	1422333	549	Sedimento activo quebrada El Pando (Anterior)		
980540	1422548	473	Agua superficial quebrada El Pando (Posterior)		
980540	1422548	473	Agua de sedimento activo quebrada El Pando (Posterior)		
980540	1422548	473	Sedimento activo quebrada El Pando (Posterior)		
998464	1436945	71	NOROSÍ	Agua superficial quebrada Buena Señá (Posterior)	
993482	1434685	96		BUENA SEÑA	Sedimento activo quebrada Buena Señá (Anterior)
993482	1434685	96			Agua de sedimento activo quebrada Buena Señá (Anterior)
993482	1434685	96		Agua superficial quebrada Buena Señá (Anterior)	
997675	1436534	72		Vertimiento de relaves tinas comunitarias Buena Señá	
997675	1436534	72		Compost de relaves tinas comunitarias Buena Señá	
998369	1436854	68		Agua de sedimento activo quebrada Buena Señá (Posterior)	
998369	1436854	68		Sedimento activo quebrada Buena Señá (Posterior)	
998236	1436889	74		Agua de sedimento activo quebrada Aguas Claras (Posterior)	
998236	1436889	74		Sedimento activo quebrada Aguas Claras (Posterior)	
998236	1436889	74		Agua superficial quebrada Aguas Claras (Posterior)	
999548	1451883	124		PUEBLITO MEJIA	LA AZULITA
981736	1425073	500	TIQUISIO	MINA SECA	Colas (relaves) la brinca
980578	1422299	517	TIQUISIO	MINA SECA	Colas (relaves) mina Jaime La Rechimba

7.4. PATIOS DE RELAVES Y QUEBRADAS VISITADOS

7.4.1. SAN MARTÍN DE LOBA

En el municipio de San Martín de Loba se llevaron a cabo visitas para realizar la caracterización químico-ambiental de las plantas de El Caño y La Chiva. A continuación se describe cada una de ellas.

7.4.1.1. EL CAÑO

En la fotografía 7.1A se observa uno de los dos molinos de pisones identificados en el entable. El material de cabeza proviene de distintos frentes de mina y se procesa mediante trituración y molienda, para luego realizar la amalgamación del concentrado en barriles como el que se muestra en la fotografía 7.1D. Los residuos del proceso se depositan en pilas (fotografía 7.1B) que se disponen a la intemperie. Esos residuos se muestrearon para determinar la presencia de mercurio, realizar el análisis de toxicidad mediante TCLP y el de drenaje ácido por medio del test ABA modificado. Los residuos líquidos son dirigidos por una canaleta que conduce hacia una ciénaga (fotografía 7.1C). En este punto se tomaron cuatro muestras de corrientes de vertimientos, una muestra de relave y una del agua superficial de un brazo del río Magdalena que recibe vertimientos de la actividad minera.

Fotografía 7.1. Muestreo tomado en el sector de El Caño. A) Molino de pisones. B) Relaves del sector El Caño. C) Ciénaga receptora de vertimientos del sector El Caño. D) Barriles empleados en la amalgamación



7.4.1.2. LA CHIVA

La planta La Chiva realiza el beneficio de oro mediante procesos de trituración y molienda, concentración gravimétrica, flotación cianuración y amalgamación. En la caracterización ambiental, el enfoque principal se concentró en las pilas de relaves que se muestran en la fotografía 7.2A y 7.2B —que se encuentran expuestas al ambiente— y en los pozos de almacenamiento de los vertimientos de amalgamación y cianuración que se presentan en la fotografía 7.2C y 7.2D, respectivamente. Se hizo un muestreo estratificado aleatorio en cuatro pilas de relaves, y en los laboratorios del Servicio Geológico Colombiano se preparó un compost de esos materiales. Adicionalmente, se tomó una muestra de los vertimientos mencionados para evaluar la concentración de mercurio y de cianuro.

Fotografía 7.2. Muestreo tomado en el sector de La Chiva. A) Relaves de la planta La Chiva 1. B) Relaves de la planta La Chiva 2. C) Pozo de almacenamiento de vertimientos de amalgamación de la planta La Chiva. D) Pozo de almacenamiento de vertimientos de cianuración de la planta La Chiva



7.4.2. BARRANCO DE LOBA

El municipio de Barranco de Loba cuenta con un amplio historial minero. El estudio químico ambiental se realizó en Mina Nigua, perteneciente a la vereda Nigua, planta Marañoses, corregimiento de Pueblito Mejía y en el corregimiento Santa Cruz.

7.4.2.1. MINA NIGUA

Con el fin de establecer cuál es el efecto de la explotación de oro sobre la quebrada principal, Nigua, se hizo la toma de muestra de sedimento activo, agua en contacto con el sedimento activo y agua superficial en un punto previo a la actividad minera (fotografía 7.3A). Se realizó el muestreo de relaves (fotografía 7.3B) de uno de los entables del sector; posteriormente se preparó un compost con esas muestras para determinar la presencia de mercurio, realizar el análisis de toxicidad mediante TCLP y el de drenaje ácido por medio del test ABA modificado. Además, se tomó una muestra del vertimiento final del proceso de extracción de oro en Mina Nigua (fotografía 7.3C) y finalmente, en la fotografía 7.3D) se observa la quebrada en la que confluyen los vertimientos líquidos de los procesos metalúrgicos desarrollados por los entables aledaños. En este punto se hizo la toma de muestras de sedimentos activos, agua del mismo y agua superficial.

Fotografía 7.3. Muestreo en el sector de Mina Nigua. A) Agua de manantial ubicada aguas arriba de la actividad minera. B) Relaves de entable. C) Vertimiento de entables de Mina Nigua. D) Quebrada Nigua, receptora de vertimientos de Mina Nigua



7.4.2.2. MARAÑONES

La planta Marañoses realiza el beneficio de oro empleando trituración, molienda y amalgamación (fotografía 7.4A). En este punto se muestreó un vertimiento (fotografía 7.4B) proveniente de los barriles de amalgamación que se depositaba sobre un pozo construido, y que al completar su volumen, rebotaba por una tubería que permitía la infiltración en el suelo del residuo líquido; una vez pasaba esto, se formaban tres humedales, como el que se muestra en la fotografía 7.4C, del cual se tomaron muestras líquidas y sólidas para cuantificar mercurio. Finalmente se hizo la toma de una muestra líquida proveniente de una de las minas de las que se extraía el material que se procesaría (fotografía 7.4D)), con el fin de evaluar parámetros físico-químicos, como pH, para asociarlos con pruebas de drenaje ácido desarrolladas en los laboratorios del SGC, sede de Cali.

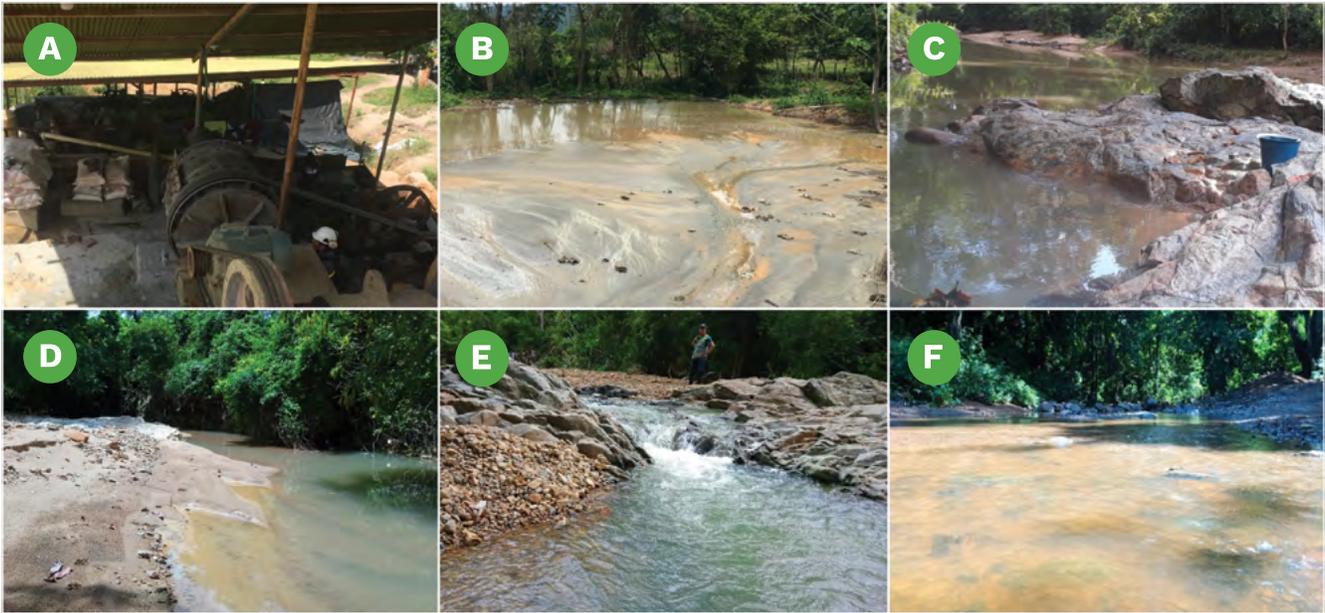
Fotografía 7.4. Muestreo en el sector Marañoses. A) Planta Marañoses. B) Medición de pH en muestra de vertimiento de proceso de amalgamación. C) Humedal artificial de vertimientos del proceso de amalgamación. D) Agua proveniente de minas de Marañoses



7.4.2.3. PUEBLITO MEJÍA

En Pueblito Mejía, un corregimiento minero de Barranco de Loba, se visitó la planta El Cañaverál, en la cual se llevan a cabo procesos de trituración, molienda, concentración gravimétrica y cianuración (fotografía 7.5A)), y en la que se realizó un muestreo aleatorio en bloques del relave (fotografía 7.5B) con el fin de determinar la concentración de mercurio que podría tener, su potencial de generación de drenaje ácido y establecer su peligrosidad empleando la prueba de lixiviación característica de toxicidad. También se visitaron los afluentes naturales sobre los cuales se desarrolla la actividad minera, y en cada punto se tomaron muestras de sedimentos activos y aguas superficiales. En las fotografías 7.5C y 7.5D se presentan los puntos muestreados en la quebrada La Azulita, aguas arriba y aguas abajo de la explotación minera, respectivamente. Otras fuentes hídricas que reciben influencia de los procesos metalúrgicos para el beneficio de oro son la quebrada La Mejía y La Portugal. Se tomaron muestras en la confluencia de La Mejía y La Azulita, punto indicado en la fotografía 7.5E, aguas arriba de La Mejía y aguas abajo de La Portugal.

Fotografía 7.5. Muestreo en Pueblito Mejía. A) Planta El Cañaveral. B) Relave de la planta El Cañaveral. C) Quebrada La Azulita, aguas arriba de la actividad minera. D) Quebrada La Azulita, aguas abajo de la actividad minera. E) Unión de las quebradas La Mejía y La Azulita. F) Quebrada La Portugal, aguas abajo de la actividad minera



7.4.2.4. SANTA CRUZ

En Santa Cruz se identificó una actividad minera desarrollada a lo largo del corregimiento de manera descentralizada. Se observaron entables que emplean barriles para la molienda y amalgamación, así como disposición de los residuos sólidos del proceso minero y vertimientos sobre los canales que atraviesan la zona pasando por las casas de habitación y que entran en contacto con animales como cerdos, como se indica en la fotografía 7.6B. Se hizo el muestreo de sedimentos activos y aguas superficiales en las quebradas La Redonda, aguas arriba de los entables de beneficio de oro (fotografía 7.6A) y El Llano, aguas abajo (fotografía 7.6D). Adicionalmente, se tomó una muestra del vertimiento de la planta Pozo Rico, que se observa en la fotografía 7.6C.

Fotografía 7.6. Muestreo en el sector Santa Cruz. A) Quebrada La Redonda, aguas arriba de la actividad minera. B) Vertimiento de la planta Pozo Rico. C) Vertimiento de entables en Santa Cruz. D) Quebrada El Llaño, aguas abajo de la actividad minera



7.4.3. TIQUISIO

Otro municipio con fuerte actividad minera visitado fue Tiquisio. En el sector de Mina Seca, el equipo de química ambiental tomó muestras para determinar su caracterización.

7.4.3.1. MINA SECA

En este corregimiento se hizo un recorrido por las quebradas El Rosario, El Pando y La Cristalina. En la fotografía 7.7A se muestra el punto, aguas arriba de la actividad minera en la quebrada El Rosario, en donde se tomaron muestras del sedimento activo, agua superficial y agua en contacto con el sedimento activo, obtenida de la filtración de dicho sedimento. En la fotografía 7.7D se puede observar la misma quebrada, pero en un sector posterior al desarrollo minero de la zona, con una elevada turbiedad debida a la presencia de sólidos suspendidos. En la fotografía 7.7C figura 311C se indica el punto en el cual la quebrada La Cristalina confluye con la quebrada El

Rosario. Allí también se tomaron muestras para determinar cuál es el aporte de esta fuente hídrica, teniendo en cuenta que, según la información obtenida en campo, hay entables que se extienden alrededor de La Cristalina. Finalmente, en la fotografía 7.7B se muestra la quebrada el Pando en el punto posterior a la actividad de beneficio de oro, donde convergen los vertimientos de las plantas instaladas cerca de esa fuente hídrica.

Fotografía 7.7. Muestreo tomado en el sector de Mina Seca. A) Cascada de la quebrada El Rosario, aguas arriba de la actividad minera. B) Quebrada El Pando, aguas abajo de la actividad minera. C) Quebrada La Cristalina, aguas abajo de la actividad minera. D) Quebrada El Rosario, aguas abajo de la actividad minera



7.4.4. NOROSÍ

7.4.4.1. BUENA SEÑA

Las actividades metalúrgicas, que en Buena Señá comprenden minería de veta y también aluvial para la extracción del oro, se desarrollan principalmente sobre la quebrada Buena Señá, y en menor medida, en Aguas Claras. En la fotografía 7.8A y 7.8B se presenta el punto de muestreo, aguas arriba y aguas abajo de los entables que vierten en la quebrada Buena Señá, de donde se extrajeron sedimentos activos y aguas superficiales para analizar la concentración de mercurio. También se hizo la toma de muestra del relave comunitario (fotografía 7.8C) y del vertimiento proveniente de la planta comunitaria de procesamiento de material. Adicionalmente, se identificó la quebrada Aguas Claras (fotografía 7.8D) como una fuente de interés del estudio ambiental debido a que se observó que sobre ella había actividad de algunos entables que hacían sus vertimientos sobre ella, y que además presentaba altos niveles de turbiedad. Allí, igualmente se muestrearon sedimentos activos y aguas superficiales, tanto aguas abajo de los entables como en el punto de convergencia entre dicha quebrada y Buena Señá.

Fotografía 7.8. Muestreo en el sector Buena Señá. A) Quebrada Buena Señá, aguas arriba de la actividad minera. B) Quebrada Buena Señá, aguas abajo de la actividad. C) Compost de relaves de tinas comunitarias, con sus respectivos vertimientos. D) minera en la quebrada Aguas Claras, aguas abajo



7.5. ANÁLISIS QUÍMICOS Y AMBIENTALES

La caracterización química y ambiental desarrollada con la aplicación de las diferentes herramientas analíticas e instrumentales (figura 7.2) permite construir una perspectiva general sobre el estado en el que se encuentran los recursos naturales que están en contacto con los procesos de beneficio de oro en los puntos visitados. En este estudio también se identifican las posibles fuentes de actividad metalúrgica que pueden llegar a ocasionar una contaminación significativa en el medio ambiente en las zonas muestreadas; por tal motivo se exponen técnicas y metodologías para el control, la remediación y eliminación de sustancias tóxicas y se promueven las buenas prácticas para la extracción de minerales auríferos.

7.5.1. DETERMINACIÓN DE PH

Es pertinente tener en cuenta que la determinación del pH, al tener una influencia ambiental muy relevante, presenta un rango de valores permisibles establecidos, principalmente, por el uso al cual se destinan dichas aguas. Para el análisis de los resultados obtenidos en esta investigación, se considera la normatividad ambiental para vertimientos y la que define los parámetros y valores límites de pH para los cuerpos de aguas que están destinados a la preservación de la flora y la fauna con un criterio de calidad, esto es rango entre 6,00 a 9,00 unidades de pH (MinAmbiente, 2015) y entre 5,50 a 9,00 unidades de pH (MinAmbiente, 2015), respectivamente.

La determinación del valor de pH en las muestras de aguas superficiales tomadas en campo permite clasificar varios aspectos, por la presencia de metales o por compuestos en los afluentes, bien sea un comportamiento ácido (pH < 7 hasta 1 unidad de pH), o básico (pH > 7 hasta 14 unidades de pH) (Skoog, 2005), cuya generación puede atribuirse a las actividades de beneficio de oro o a la composición natural de los minerales de la zona.

En general, el comportamiento de las muestras líquidas tomadas en las zonas de estudio, en los municipios de San Martín de Loba, Barranco de Loba, Tiquisio y Norosí, oscilaron en un rango de 3,81 a 11,80 unidades de pH. Se presentó un comportamiento básico del 58%, principalmente en los sectores de Santa Cruz, El Caño, Nigua, Portugal y Mina Seca, y en un 42%, niveles ácidos, predominantemente en los sectores de Marañones y Buena Señal, mientras en los sectores de Pueblito Mejía y Mina Seca, los valores de pH determinados se ubicaron tanto en el rango ácido como en el básico.

El comportamiento ácido o básico de una zona que realiza extracción metalúrgica probablemente es el resultado de las diferentes reacciones de alteración que se dan en los suelos y en las aguas empleados en los procesos de beneficio. Estos fenómenos se deben a la remoción y exposición del material tratado con operaciones de molienda, lavado y tratamientos químicos para liberar el oro, lo que modifica por completo las condiciones naturales de este, dando como resultado fases de descomposición por las diferentes condiciones ambientales a las que se somete, al tiempo que se generan aguas de pH alterado y se liberan diversos metales al medio, lo que altera de manera drástica las condiciones ambientales. Como referencia, el valor de pH es una herramienta físico-química que permite relacionar la presencia de algunas especies químicas cuando se comparan las aguas analizadas de los puntos en que están menos influenciadas por la actividad minera y las aguas resultantes de las etapas extractivas. Como base, se la interpreta como indicador de la solubilidad de algunas especies químicas; de este modo se puede relacionar con los valores ácidos de pH la presencia de azufre, hierro, cobre, plomo, zinc y níquel, entre otros minerales, y los rangos básicos de pH se relacionan con el contenido de carbonatos, hidróxidos y elementos como el calcio, sodio, magnesio y potasio (Aduvire, 2006).

7.5.1.1. SECTOR EL CAÑO, SAN MARTÍN DE LOBA

Los valores de pH cuantificados en el sector de El Caño tienen un comportamiento neutro con tendencia básica, representado en un rango que oscila entre 7,09 y 8,06 unidades de pH. Esos valores se relacionan principalmente con vertimientos en la ciénaga de materiales provenientes de los diferentes molinos de pisonos y procesos empleados en la actividad de extracción metalúrgica (figura 7.21). En general, se identificó que el contenido de mercurio en las muestras líquidas no es detectable por la técnica instrumental empleada, debido a que el mercurio necesita valores de pH ácidos para estabilizarse en los afluentes (Jiménez Gómez, 2005). Como muestra sólida asociada al sector se tiene un relave (figura 7.49) que fue caracterizado por FRX, y dio como resultado la presencia, en altos porcentajes, de especies alcalinas como el calcio y el potasio, y valores mayores de elementos relacionados con las especies ácidas, como el azufre y el hierro, lo que evita la generación de un drenaje ácido que afectaría el medio ambiente (figura 7.42). Los valores alcalinos de pH determinados en este sector también pueden estar directamente relacionados con el alto contenido de especies alcalinas en la mineralogía de la zona, ya que el material de cabeza también tiene altos contenidos de potasio y calcio, al igual que el relave (véase el análisis de FRX en la figura 7.27).

Figura 7.21. Valores de pH tomados *in situ* en muestras líquidas de los sectores de El Caño y La Chiva, municipio de San Martín de Loba

DESCRIPCIÓN DE LA MUESTRA	pH EN LABORATORIO (UNIDADES)	VEREDA/ SECTOR
Vertimiento al laguito de las plantas	8,06	El Caño
Brazo del río Magdalena	7,09	
Vertimiento que cae a la ciénaga por tubería	7,57	
Vertimiento de molino de pisonos Wilson Payares	7,82	
Vertimiento del molino de pisonos José Elías Julio	7,65	
Vertimiento de amalgamación	7,14	La Chiva
Vertimiento de cianuración	6,09	

7.5.1.2. SECTOR LA CHIVA, SAN MARTÍN DE LOBA

En el sector de La Chiva, donde hay una planta que cuenta con diferentes operaciones unitarias para el beneficio de oro, se tomaron dos muestras líquidas de vertimientos generados por el proceso de amalgamación, que revelaron un pH de 7,14, y por el proceso de cianuración, un pH de 6,09 (figura 7.21). La probabilidad de encontrar mercurio en estos vertimientos no es tan alta, debido a que el pH de las soluciones, que son levemente ácidas y con tenencia básica, no favorece la estabilidad del metal o su movilidad desde el material en proceso al agua que está en contacto con dicho material (Jiménez Gómez, 2005) (figura 7.59).

7.5.1.3. SECTOR DE MINA NIGUA, BARRANCO DE LOBA

De acuerdo con los resultados de pH obtenidos en el sector de Mina Nigua, hay un comportamiento levemente ácido en aguas previas a la actividad metalúrgica, tomadas en el punto manantial Mina Nigua. Los valores medidos fueron de 6,46 unidades de pH en el agua del sedimento activo, y 6,40 unidades de pH en el agua de nacimiento (figura 7.22). Estos valores se pueden atribuir a una baja concentración de especies ácidas de mínima reactividad en la zona y una leve solubilidad de estas en el medio, como es el caso del azufre proveniente de los sulfuros metálicos que se encuentran comúnmente en la mineralogía (Hinojosa, 2002). Este fenómeno se puede comparar con la concentración del azufre precipitado en el sedimento activo relacionado con el agua mencionada, caracterizado por FRX (figura 7.31). Una fuente hídrica influida directamente por la actividad de Mina Nigua es una quebrada receptora del vertimiento generado por el entable, con un pH de 7,32. En ese punto se hizo el muestreo de agua del sedimento activo, que reveló un pH de 7,56, mientras el agua superficial en el mismo punto arrojó un pH de 7,59 (figura 7.22). Los valores de pH ligeramente básicos hallados no constituirían un factor favorable para la movilidad de metales, especialmente de mercurio (Lominchar *et al.*, 2010). En el sector se tomó una muestra del vertimiento generado por algunos relaves, que reveló un pH de 6,56. El dato se tuvo en cuenta para complementar la información ambiental de la zona respecto al contenido de mercurio u otro aporte de elementos tóxicos que se esté haciendo al medio ambiente.

Figura 7.22. Valores de pH tomados *in situ* en muestras líquidas de los sectores de Mina Nigua y Marañoses, municipio de Barranco de Loba

DESCRIPCIÓN DE LA MUESTRA	pH EN LABORATORIO (UNIDADES)	VEREDA/ SECTOR
Agua de manantial para consumo de la comunidad	6,40	Mina Nigua
Agua del sedimento activo del agua de manantial Nigua	6,46	
Vertimiento de la planta Luis Gutiérrez	6,56	
Agua del sedimento activo de la qbda. receptora de vertimientos	7,56	
Agua superficial de la qbda. receptora de vertimientos	7,59	
Vertimiento final de entable de Mina Nigua	7,32	
Agua superficial de pozo 1	3,81	marañoses
Agua superficial de pozo 2	3,96	
Agua superficial de pozo 3	4,81	
Agua de la mina Marañoses vertida al medio ambiente	6,28	
Vertimiento de cocos de planta de Joan Alexander	6,33	

7.5.1.4. SECTOR MARAÑONES, BARRANCO DE LOBA

En el sector de Marañoses se tomaron muestras de los lodos de pozos y de las aguas sobrenadantes de estos, que contenían material residual proveniente de barriles amalgamadores. Debido a que el mercurio se emplea en este entable como parte de la técnica de recuperación, la distribución de los residuos está fraccionada en tres pozos con pH ácidos: en el pozo 1 con un valor de 3,81, en el pozo 2 con 3,96, y en el pozo 3 con 4,81 (figura 7.22). Además se tomó una muestra directa del vertimiento de los cocos de amalgamación, que arrojó un pH de 6,33, y como muestra complementaria se tomó agua de la mina Marañoses, para observar el pH propio de la zona de extracción sin alteraciones del proceso; en este caso se obtuvo un valor de 6,28 unidades de pH. Esta característica ácida de las aguas en el sector, tanto en la naturaleza como en las aguas que están en contacto con los residuos, que son mucho más ácidas por la alteración y liberación que se da en los procesos de molienda previos a la amalgamación, puede deberse a dos razones: la primera, la adición de soluciones ácidas para mejorar la limpieza de las partículas de oro con el objeto de optimizar la amalgamación; la segunda puede ser la descomposición u oxidación de sulfuros del material procesado (Aduvire, 2006), cuya composición mineralógica revela un contenido representativo de azufre y hierro, que son los elementos que generalmente forman los sulfuros. Por FRX, en el material de cabeza de la mina Marañoses se cuantificó un valor de azufre de 10,70%, y un contenido de hierro de 7,64% (figura 7.27). Aparte de esta cuantificación, la caracterización mineralógica de la mina determinó la presencia de sulfuros reactivos, como la marcasita, que aportan acidez al medio (liberación de sulfuros de Marañoses) (Hinojosa, 2002).

7.5.1.5. SECTOR DE PUEBLITO MEJÍA, BARRANCO DE LOBA

En la zona de procesamiento de Pueblito Mejía, el muestreo se enfocó en las principales fuentes hídricas afectadas por la actividad metalúrgica, como son las quebradas La Azulita, La Mejía y La Portugal. La Azulita presenta un contacto más directo con la zona de procesamiento. La caracterización de esta quebrada, aguas arriba del punto de extracción, presenta un pH ácido de 5,27 en el agua del sedimento activo, y un pH muy similar, de 5,30, en el agua superficial (figura 7.23); este pH tiene relación con la solubilidad de las especies ácidas de los sulfuros, lo cual se puede identificar en la caracterización por FRX del mencionado sedimento activo (figura 7.31) (Aduvire, 2006). Otro aporte a la acidez en este medio lo hace el agua de la mina El Fogaje, que presenta un pH de 5,79. La quebrada La Azulita, aguas abajo de la actividad minera, presenta valores de pH neutros; en el agua del sedimento activo se detectó un pH de 7,01, y en el agua superficial, uno de 7,13. Este comportamiento se da posiblemente por una reacción de neutralización generada por el aporte de soluciones básicas al medio, resultantes de los procesos de cianuración realizados en el sector; además, puede estar influido por la liberación de especies básicas, como los carbonatos (sean de calcio o de potasio), en el procesamiento de molienda del material de mina para la fase de extracción. Al recibir la quebrada aguas de estas dos etapas, comienza una fase alcalina que equilibra la acidez inicial de las aguas. Otro factor ambiental que se debe considerar en este punto de muestreo es el aporte que al medio ambiente pueda hacer el vertimiento de la planta El Cañaveral, que tiene un pH de 11,80 (Pérez e Higuera, 2008).

La quebrada La Mejía es una fuente de interés, debido a que tiene como tributaria la quebrada La Azulita, que recoge los desechos de la actividad minera de Pueblito Mejía. En esta fuente hídrica se llevó a cabo el mismo seguimiento con el muestreo: se recolectaron los sedimentos activos aguas arriba de la unión con La Azulita, junto con el agua del sedimento, que arroja un pH de 7,77, mientras en el agua superficial se halló un pH de 7,93; en este punto los valores son básicos, lo que se debe a la solubilidad de especies alcalinas como carbonatos en el medio. Asimismo, se tomaron las mismas muestras en la segunda zona de interés comparativo, después de la unión con la quebrada La Azulita. En ese punto, el agua del sedimento presenta un pH de 7,29, y el agua superficial, uno de 7,15, así que se conserva un comportamiento neutro en el pH de la quebrada (figura 7.23). Como información adicional se tiene la caracterización de la quebrada La Portugal, que presenta un comportamiento similar a La Mejía y a La Azulita, aguas abajo: tiene un pH de 7,62 en el agua que entra en contacto con los sedimentos, y uno de 7,74 en el agua superficial.

7.5.1.6. SECTOR SANTA CRUZ, BARRANCO DE LOBA

El muestreo realizado en el corregimiento de Santa Cruz relaciona la caracterización de dos fuentes hídricas influidas por la actividad minera de ese sector: la quebrada El Llaño, aguas abajo de la zona de extracción, que recibe los vertimientos de la mina Santa Cruz, y la quebrada La Redonda, aguas arriba, que es tributaria de la quebrada El Llaño, y que se ha caracterizado para identificar qué aporte genera. En ambas

Figura 7.23. Valores de pH tomados *in situ* en muestras líquidas de los sectores de Pueblito Mejía y La Portugal, municipio de Barranco de Loba

DESCRIPCIÓN DE LA MUESTRA	pH EN LABORATORIO (UNIDADES)	VEREDA/ SECTOR
Agua superficial quebrada La Azulita, aguas abajo	7,13	Pueblito Mejía
Agua del sedimento activo, quebrada La Azulita, aguas abajo	7,01	
Agua superficial unión de las qbdas. La Azulita y Mejía	7,15	
Agua del sedimento activo, unión de las qbdas. La Azulita y Mejía	7,29	
Agua del sedimento activo, aguas arriba de la quebrada La Azulita	5,27	
Agua superficial aguas arriba de la quebrada La Azulita	5,30	
Agua del sedimento activo aguas arriba de la quebrada La Mejía	7,77	
Agua superficial aguas arriba de la quebrada La Mejía	7,93	
Vertimiento de la planta El Cañaveral	11,8	
Agua proveniente de la mina El Fogaje	5,79	
Agua superficial aguas abajo de la quebrada La Portugal	7,74	Portugal
Agua del sedimento activo, quebrada La Portugal, aguas abajo	7,62	

Figura 7.24. Valores de pH tomados *in situ* en muestras líquidas de los sectores de Santa Cruz, municipio de Barranco de Loba

DESCRIPCIÓN DE LA MUESTRA	pH EN LABORATORIO (UNIDADES)	VEREDA/ SECTOR
Agua del sedimento activo de la quebrada El Llaño, aguas abajo después de la unión con la quebrada La Azulita	7,77	Santa Cruz
Aguas superficiales de la quebrada El Llaño, aguas abajo después de la unión con la quebrada La Azulita	7,37	
Agua superficial de la quebrada La Redonda, aguas arriba de la actividad minera que tributa a la quebrada El Llaño	7,92	
Agua del sedimento activo de la quebrada La Redonda, aguas arriba de la actividad minera	7,44	
Vertimiento de entables de la mina Santa Cruz, zona 1	9,71	
Vertimiento de la planta Pozo Rico, vereda Mina de Santa Cruz	8,12	

quebradas se tomaron muestras de sedimentos activos, agua del sedimento activo, agua superficial y vertimientos. El agua en contacto con los sedimentos de la quebrada La Redonda tiene un pH de 7,44, y el agua superficial, uno de 7,92 (figura 7.24). Ambos resultados son levemente básicos y pueden estar relacionados con el contenido de especies básicas solubles en el medio, como los carbonatos asociados al calcio o al potasio (véase el análisis de FRX en la figura 7.31).

Las muestras recolectadas en la quebrada El Llaño, aguas abajo de la actividad minera, presentan un pH de 7,77 en el agua que entra en contacto con el sedimento, y en el agua superficial, uno de 7,37. Son valores que tienden a la alcalinidad y se ven afectados por la influencia que generan los vertimientos del entable de la mina Santa Cruz, que tienen un pH de 9,71, y del entable Pozo Rico, que tienen un pH de 8,12 (figura 7.24). Además, este último presenta una concentración de cianuro de 75 ppm, que pone en evidencia el ajuste de las condiciones con valores alcalinos de pH para poder llevar a cabo el proceso de cianuración para extraer el oro (Pérez e Higuera, 2008).

7.5.1.7. SECTOR MINA SECA, TIQUISIO

En el sector de Mina Seca, el pH de las muestras tomadas aguas arriba de la actividad minera en la quebrada El Rosario presenta un comportamiento neutro. En este punto, el agua del sedimento activo tiene un pH de 7,02, y el agua superficial, uno de 7,55 (figura 7.25). Este último valor puede atribuirse a la solubilidad de una parte de los carbonatos que pueden estar presentes en el sedimento (véase el análisis de FRX en la figura 7.33). Como punto intermedio de muestreo se encuentra la quebrada La Cristalina, que es tributaria de la quebrada El Rosario. Las aguas de La Cristalina tienen valores ácidos de pH discriminados así: el agua del sedimento tiene un valor de 4,81, y el agua superficial, uno de 4,80. Esta condición puede estar relacionada con actividades de beneficio que estarían afectando el afluente, dando como resultado la alteración del pH de las aguas.

Como punto final en el seguimiento de la influencia de la actividad minera en la quebrada El Rosario, se hizo el muestreo aguas abajo de la zona de extracción, donde el agua del sedimento tiene un pH de 5,32, el agua superficial, uno de 6,46, y hay un vertimiento relativamente cerca que aporta un pH de 5,76 (figura 7.25). Se observa en los valores medidos que se conserva la alteración generada por el pH que aporta la quebrada La Cristalina. Este medio, al ser ácido, puede favorecer la estabilidad del mercurio, en caso de que esté presente en los sedimentos activos (Jiménez Gómez, 2005).

Como muestras complementarias que podrían influir negativamente en el ambiente del sector de Mina Seca están las del vertimiento de mina Brinca, que presenta un valor de pH de 7,71, y los vertimientos de mina Piedra a la quebrada La Escondida, después de la cianuración, que presentan valores de 6,69 y 8,20 unidades de pH. Estas tres muestras ponen en evidencia la aplicación irregular del método de cianuración como parte del proceso de lixiviación y la falta de control de los residuos sobre el medio ambiente, debido a que estos aún conservan el pH alcalino, con posible presencia de cianuro, ya que al ser un medio básico, es estable para este ion (Pérez e Higuera, 2008). Una fuente hídrica adicional, que recibe los vertimientos de diferentes entables de beneficio, es la quebrada El Pando, que fue muestreada aguas arriba de la actividad minera, donde se cuantificó un pH de 7,05 en el agua de los sedimentos activos, y uno de 7,48 en el agua superficial. Aguas abajo de la actividad metalúrgica, las muestras tomadas en la quebrada El Pando tienen valores ácidos, con un pH de 4,95 en el agua del sedimento, y uno de 5,19 en el agua superficial. Estos valores indican la alteración del medio que genera una acidificación como resultado de la actividad de extracción de oro.

7.5.1.8. SECTOR DE BUENA SEÑA, NOROSÍ

Las muestras ambientales recolectadas en el sector de Buena Señá se concentraron principalmente en

Figura 7.25. Valores de pH tomados *in situ* en muestras líquidas del sector de Mina Seca, municipio de Tiquisio

DESCRIPCIÓN	pH EN LABORATORIO (UNIDADES)	SECTOR
Agua superficial de la quebrada El Rosario, aguas arriba, cascada	7,55	Mina Seca
Agua del sedimento activo de la qba. El Rosario, aguas arriba	7,02	
Agua del sedimento activo de la quebrada La Cristalina, aguas abajo, efluente a la quebrada El Rosario	4,81	
Agua superficial de la quebrada La Cristalina, aguas abajo, efluente a la quebrada El Rosario	4,80	
Agua del sedimento activo de la quebrada El Rosario, aguas abajo	5,32	
Agua superficial de la quebrada El Rosario, aguas abajo	6,46	
Vertimiento a la quebrada El Rosario producto de lavado de arenas con método aluvial	5,76	
Vertimiento de la relavera de la mina Brinca	7,71	
Vertimiento después de cianuración de la mina Piedra a la quebrada La Escondida	6,69	
Vertimiento de mina Piedra a la quebrada La Escondida	8,20	
Agua superficial de la quebrada El Pando, aguas arriba	7,48	
Agua del sedimento activo de la quebrada El Pando, aguas arriba	7,05	
Agua superficial de la quebrada El Pando, aguas abajo	5,19	

las quebradas Buena Señá y Aguas Claras, donde se recogen en su mayoría los vertimientos generados por la actividad minera de la zona. La quebrada Buena Señá, aguas arriba de la actividad minera y antes de la confluencia con la quebrada Aguas Claras, presenta un pH de 7,45 en el agua del sedimento activo, y uno de 7,56 en el agua superficial (figura 7.26). Estos valores pueden estar relacionados con el contenido de especies básicas solubilizadas en el medio, como carbonatos relacionados con el calcio y el potasio (véase el análisis de FRX en la figura 7.35).

Como punto intermedio en el muestreo está la recolección de un vertimiento generado por las tinas de relaves comunitarios, que tiene un pH de 7,21, y se muestreó con el propósito de evaluar si las especies químicas de interés para este documento, como el mercurio, están siendo aportadas al medio ambiente.

La quebrada Aguas Claras fue muestreada por ser un afluente de la Buena Señá. Allí, el agua del sedimento activo presenta un pH de 4,27, y el agua superficial, uno de 4,14; se observa un patrón ácido en dichas muestras (figura 7.26). Finalmente está el muestreo realizado en la quebrada Buena Señá, aguas abajo de la actividad metalúrgica de toda la zona; en ese punto, el pH de las aguas disminuye en comparación con el medido en la misma quebrada, aguas arriba: en el agua del sedimento activo alcanza el valor de 6,88, y en el agua superficial, 6,73; se observa la influencia de la quebrada Aguas Claras, que es de carácter ácido, lo cual podría favorecer la estabilidad del mercurio, dado el caso de que el sedimento relacionado presente concentración de dicho metal.

Figura 7.26. Valores de pH tomados *in situ* en muestras líquidas del sector de Buena Señá, municipio de Norosí

DESCRIPCIÓN	pH EN LABORATORIO (UNIDADES)	SECTOR
Agua superficial de la quebrada Buena Señá, aguas abajo de la actividad minera	6,73	Buena Señá
Agua del sedimento activo de la quebrada Buena Señá, aguas arriba de la actividad minera	7,45	
Agua superficial de la quebrada Buena Señá, aguas arriba de la actividad minera	7,56	
Vertimiento de aguas de relaves y tinas comunitarias	7,21	
Agua del sedimento activo de la qbda. Buena Señá, aguas abajo	6,88	
Agua del sedimento activo de la quebrada Aguas Claras, aguas abajo de la actividad minera	4,27	
Agua superficial de la quebrada Aguas Claras, aguas abajo de la actividad minera	4,14	

7.5.2. ANÁLISIS ELEMENTAL MEDIANTE FLUORESCENCIA DE RAYOS X EN MATERIALES DE CABEZA

Los resultados obtenidos por la técnica de FRX permiten caracterizar el contenido de elementos presentes en muestras geológicas provenientes del proceso de beneficio de oro en los municipios de San Martín de Loba, Barranco de Loba, Tiquisio y Norosí. Estos resultados se relacionan con los minerales de los depósitos muestreados y aportan conocimiento sobre las condiciones de formación y clasificación mineralógica, además de información necesaria para la evaluación metalúrgica, en la que la aplicación de esta técnica posibilita evaluar la eficiencia de las operaciones en el proceso de beneficio, al tiempo que en el campo químico ambiental brinda un indicador de la presencia de elementos y compuestos en material de mena que pueden movilizarse hacia los relaves y sedimentos activos.

Los resultados del análisis elemental por la técnica de fluorescencia de rayos X de las muestras del material de cabeza trabajado actualmente en plantas y entables de los municipios de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Norosí, en el sur del departamento de Bolívar, se presentan en las figuras 7.27 a 7.30, y muestran que la composición de elementos mayores y el contenido de elementos traza en el material presentan similitudes y diferencias debido a la manera como se formaron los diferentes depósitos minerales en los sectores visitados.

7.5.2.1. SAN MARTÍN DE LOBA

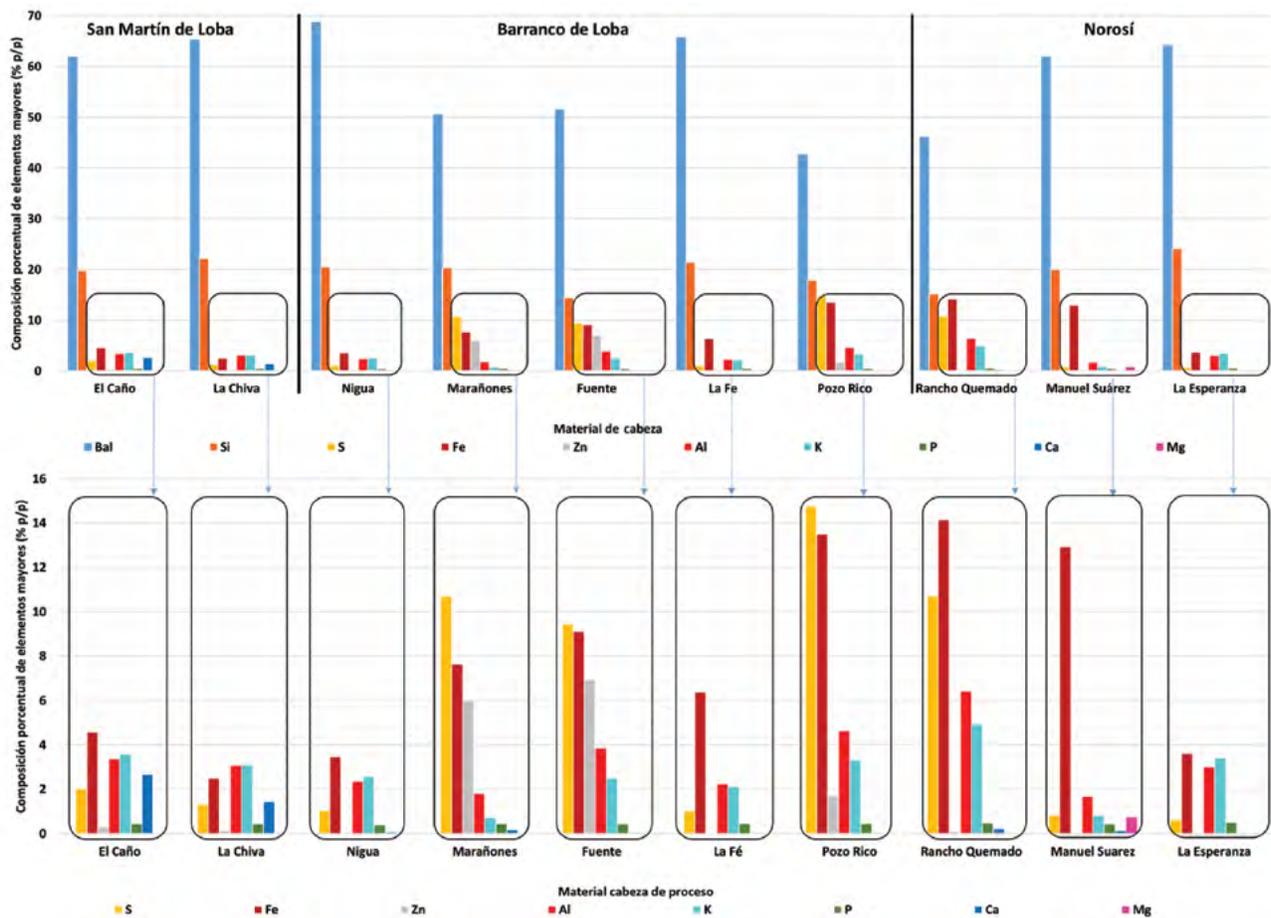
Con la técnica de FRX se analizó el material de cabeza empleado en el proceso de beneficio de los entables de El Caño y La Chiva, y se encontró 38,15% y 34,74%, respectivamente, de elementos detectables por el equipo Niton Gold XL2.

Entre los elementos mayores se observan los siguientes minerales:

- **Silicio (Si)**, con contenidos de 19,77% en material de cabeza de El Caño y 22,16% en el material de cabeza de La Chiva. En concordancia con los resultados de liberación de sulfuros, este material provenía principalmente de vetas de cuarzo (SiO₂).

- **El azufre (S)** se mostró con 2,02% en el material de cabeza de El Caño y 1,32% en el material de cabeza de La Chiva. Este elemento indica principalmente el contenido de sulfuros de hierro.
- Entre los elementos detectables por FRX, el **hierro (Fe)** es el segundo más abundante en el material de cabeza de El Caño (4,57%), mientras que en el material de cabeza de La Chiva se reportó el 2,50%, y se toma como un indicador de la presencia de pirita (FeS_2).

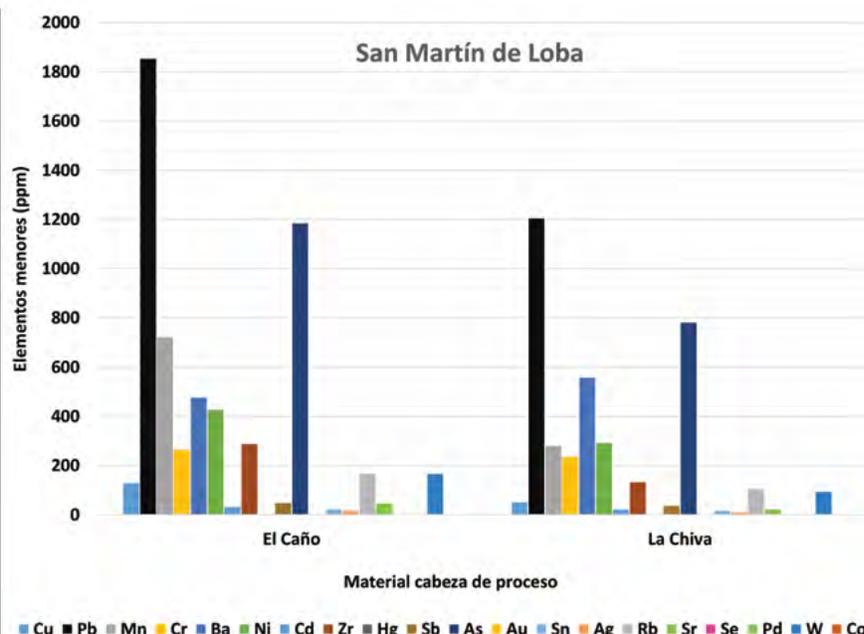
Figura 7.27. Composición de elementos mayores en el material de cabeza de proceso de las plantas de beneficio visitadas en los municipios de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Norosí, determinada por la técnica de fluorescencia de rayos X



- **S/Fe.** Estableciendo una relación entre hierro y azufre, se puede conjeturar que debido al menor contenido de azufre que de hierro, y en concordancia con los resultados de petrografía, una porción del hierro se encuentra contenida en los silicatos (clorita, epidota y hornblenda) que hacen parte de la roca caja.
- **Al.** Uno de los elementos más abundantes en el material de cabeza de estos entables es el aluminio, que se encuentra en proporciones de 3,36% en El Caño y 3,07% en La Chiva, y demuestra principalmente el contenido de aluminosilicatos, que pueden ser de calcio o de potasio. En relación con estos dos elementos, la técnica de FRX mostró resultados de 2,66% y 3,58%, respectivamente, en el material de cabeza de El Caño, y 1,43% y 3,09%, respectivamente, en el material de cabeza de La Chiva. Además, puede ser indicador de la presencia de carbonatos de calcio y silicatos de potasio, lo que concordaría con los resultados de liberación presentados por los materiales de cabeza de la zona.
- **El zinc (Zn)** es otro de los componentes que se reportan entre los elementos mayores y detectables en el material de cabeza de El Caño y La Chiva. Se encuentra con contenidos de 0,29% y 0,13%, respectivamente, lo que confirma la presencia de esfalerita, como se vio en los resultados de liberación.
- **Pb.** Entre los elementos traza detectados por la técnica de FRX en el material de cabeza de las plantas de El Caño y La Chiva, el plomo es el más abundante, con contenidos de 1.854,51 ppm y 1.205,92 ppm, respectivamente. Si se relaciona con el azufre y el zinc, se puede atribuir a sulfuros de plomo como la galena (PbS), que comúnmente mineraliza junto con la esfalerita (ZnS) (Yang *et al.*, 2016).
- **As.** El segundo elemento traza más abundante en material de cabeza de El Caño y La Chiva es el arsénico, con contenidos de 1.185,91 ppm y 782,75 ppm. Es un metaloide que generalmente se asocia con arsenopirita ($AsFeS$), y normalmente actúa como cianicida en los procesos de cianuración de oro.

- En estos entables también se logró cuantificar manganeso, níquel, cromo y bario, que normalmente hacen parte de la roca hospedante de veta.
- **Mg y Ni.** El manganeso y el níquel, presentes como elementos traza, pueden estar estrechamente relacionado con la presencia de hierro Fe^{3+} en aluminosilicatos, debido a que tanto el Mn^{3+} , Mn^{4+} , Ni^{3+} y el Fe^{3+} son iones ferromangánicos (Raisback, 2012). En San Martín de Loba se aprecian contenidos de manganeso de 724,12 ppm en el material de cabeza del entable El Caño y 282,94 ppm en el del entable La Chiva, y 428,40 ppm de níquel en material de cabeza de El Caño y 293,45 ppm en el de La Chiva.

Figura 7.28. Elementos traza contenidos en el material de cabeza de proceso de las plantas de beneficio visitadas en el municipio de San Martín de Loba, determinados por la técnica de fluorescencia de rayos X



- **El bario (Ba)**, presente en material de cabeza del entable El Caño, es de 478,68 ppm, y en el entable de La Chiva es de 559,54 ppm. Este elemento está relacionado con procesos hidrotermales tardíos que permitieron la movilización de iones Ba^{+2} , así como ocurre con el Ca^{2+} , que posteriormente precipitaron en silicatos o carbonatos de bario y calcio.
- **Cu.** En los entables visitados en San Martín de Loba también se logró detectar cobre como elemento traza, con un contenido de 129,42 ppm en el entable de El Caño y 51,61 ppm en La Chiva, que se puede atribuir principalmente a la presencia de calcopirita.
- **Cd.** El cadmio está principalmente asociado con la esfalerita (Zhu *et al.*, 2018) y se puede evidenciar su presencia en material de cabeza de El Caño y La Chiva. Debido al bajo contenido de Zn en los elementos mayores, se encontró un bajo contenido de cadmio como elemento traza: 33,77 ppm en El Caño y 23,66 ppm en La Chiva.
- **Sb/Zr/Sn/Rb/Sr/W.** En el material de cabeza de los dos entables muestreados en San Martín de Loba se detectaron otros elementos, como el antimonio, zirconio, estaño, rubidio, estroncio y tungsteno, con contenidos bajos. Estos elementos normalmente hacen parte de la roca caja de veta.

En cuanto a metales preciosos, por FRX se logró detectar plata, con 17,90 ppm y 11,58 ppm en el material de cabeza de los entables El Caño y La Chiva, respectivamente, mientras que el oro y el paladio no pudieron ser detectados ni cuantificados por el equipo portable Niton Gold XL2. Sin embargo, los análisis de tenor de estos elementos se cuantifican por el método de ensayo al fuego en el capítulo dedicado a los aspectos metalúrgicos.

7.5.2.2. BARRANCO DE LOBA

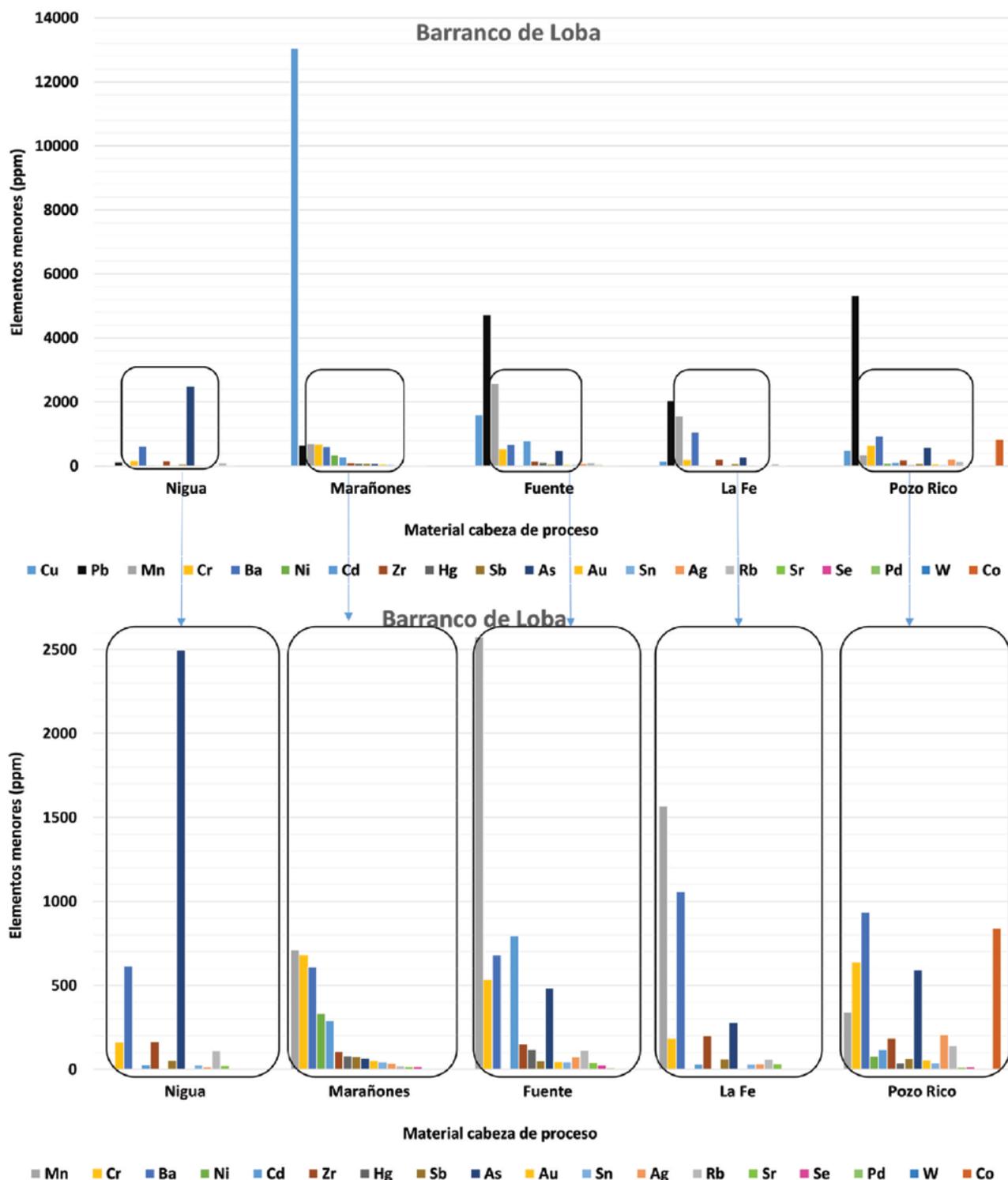
Mediante la técnica de FRX se encontró que, en las minas Nigua, Marañones, Fuentes, La Fe y Pozo Rico, existen el 31,30%, 49,46%, 48,50%, 34,30% y 57,33% de elementos detectables.

Entre los elementos mayores se encontraron los siguientes:

- **El silicio (Si)**, es el elemento predominante, debido a que este material contenía roca caja con elevadas concentraciones de silicatos y menor cantidad de vetas de cuarzo SiO_2 de acuerdo con los resultados de liberación de sulfuros.
- **El azufre (S)** obtuvo uno de los resultados de mayor importancia en el material de cabeza del municipio de Barranco de Loba. De hecho, es el segundo elemento más abundante, en los entables de Marañones con 10,70%, en Fuentes con 9,44% y en Pozo Rico con 14,75%. Su existencia puede ser atribuida a una elevada presencia de sulfuros metálicos. En contraste, el material de cabeza de los entables de Nigua y La Fe, ubicados en ese mismo municipio, apenas presenta un 1,04% y 1,01% de azufre, respectivamente, siendo en este caso el quinto elemento más abundante en dicho material, lo que indica una baja presencia de sulfuros y concuerda con los resultados de liberación.

- Fe.** De acuerdo con los resultados de FRX, el tercer elemento más abundante contenido en material de cabeza de los entables muestreados en el municipio de Barranco de Loba es el hierro, contenido en un 7,64% en Marañoses, 9,11% en Fuentes y 13,50% en Pozo Rico, y que, de acuerdo con el contenido de azufre y los resultados de liberación, se le atribuye principalmente a la pirita, mientras que el contenido en Nigua (3,46%) y en La Fe (6,36%) se le atribuye a óxidos de hierro, como hematita, y a silicatos de hierro, como clorita, epidota y hornblenda, debido al bajo contenido de azufre como sulfuro.

Figura 7.29. Elementos traza contenidos en el material de cabeza de proceso de las plantas de beneficio visitadas en el municipio de Barranco de Loba, determinados mediante la técnica de fluorescencia de rayos X



- **Fe/Si.** El alto contenido de hierro y azufre en material de cabeza de los entables muestreados en Barranco de Loba es un indicio que permite rastrear fuentes de otros minerales, que incluyen elementos como Au, As, Sb, Hg, Ni, Co, Cu, Ag, Zn, W, Pb y Se, y elementos del grupo del platino (PGE) (Cromie *et al.*, 2018).
- **Zn.** El cuarto elemento que más abunda en el material de cabeza de los entables Marañoses, Fuentes y Pozo Rico es el zinc, con contenidos de 5,99%, 6,93% y 1,71%, respectivamente. Teniendo en cuenta que esos mismos entables son los que más presentan azufre, puede atribuirse el zinc a la presencia de esfalerita (ZnS_2). Por otra parte, Nigua y La Fe presentan contenidos de 0,04% de Zn, que, en congruencia con el bajo contenido de azufre y con los resultados de liberación, se atribuye a una baja cantidad de esfalerita.
- **Al.** El quinto elemento más abundante en material de cabeza de Marañoses, Fuentes y Pozo Rico es el aluminio, con contenidos de 1,80%, 3,85% y 4,63%, respectivamente, mientras que en Nigua y La Fe los contenidos son de 2,35% y 2,25%, respectivamente, por lo que en el material de cabeza de estos dos últimos entables el aluminio es el cuarto y tercer elemento más abundante, respectivamente. Estos resultados se atribuyen al contenido de aluminosilicatos de hierro y potasio, razón por la que se explica el contenido de potasio: 2,56% en Nigua, 2,25% en La Fe, 1,80% en Marañoses, 3,85% en Fuentes y 4,63% en Pozo Rico.
- **Ca.** Por último, en el material de cabeza de los entables muestreados en Barranco de Loba se encontraron bajos contenidos de calcio como elemento mayor, de 0,07% en Nigua, 0,05% en La Fe, 0,19% en Marañoses y 0,05% en Fuentes, mientras que en Pozo Rico se encuentra por debajo de los límites de cuantificación del equipo Niton Gold XL2, algo que se atribuye a la escasa presencia de carbonatos.
- **Cu.** De los elementos traza detectados mediante la técnica de FRX en el material de cabeza de las plantas visitadas en Barranco de Loba, el más abundante en el entable Marañoses es el cobre, con un contenido de 13.048,55 ppm, y se le atribuye principalmente a la calcopirita, de acuerdo con los resultados de liberación de sulfuros. Este mismo elemento se encontró con contenidos de 28,94 ppm, 1.596,18 ppm, 153,95 ppm y 490,91 ppm en los entables de Nigua, Fuentes, La Fe y Pozo Rico, respectivamente.
- **Pb.** El plomo se detectó principalmente en el material de cabeza de los entables Fuentes, Pozo Rico y La Fe, con contenidos de 4.720,66 ppm, 5.317,05 ppm y 2.044,58 ppm, respectivamente, mientras que en Nigua y Marañoses se presenta con contenidos de 124,65 ppm y 655,91 ppm, respectivamente. Estos resultados, relacionados con los de azufre y zinc, pueden atribuirse a sulfuros de plomo como galena (PbS), que, como se mencionó, tiende a mineralizar junto con la esfalerita (ZnS) (Yang *et al.*, 2016).
- **As.** En el entable Nigua, el elemento que más abunda es el arsénico, con un contenido de 2.496,16 ppm, y puede atribuirse a arsenopirita como mineral contenido en material de cabeza. También se encontró arsénico en cantidades menores, así: en Marañoses, 67,59 ppm; en Fuentes, 486,15 ppm; en La Fe, 297,47 ppm, y en Pozo Rico, 591,53 ppm. Este elemento es un interferente en los procesos de beneficio de oro por cianuración, ya que, como se mencionó, hace parte de los metaloides considerados cianicidas.
- **Mg.** En material de cabeza de Fuentes, La Fe y Marañoses, el manganeso es el segundo elemento traza que más abunda, y puede estar estrechamente relacionado con la presencia de hierro Fe^{3+} en aluminosilicatos, debido a que tanto el Mn^{3+} , el Mn^{4+} y el Fe^{3+} son iones ferromangánicos (Railsback, 2012).
- En estos entables también se logró cuantificar níquel, cromo y bario, que normalmente hacen parte de roca hospedante de veta.
- **Ba.** El bario presente en material de cabeza de los entables visitados en Barranco de Loba se encuentra contenido entre 68,33 ppm y 1.057,79 ppm, contenidos relacionados con procesos hidrotermales tardíos que permiten la movilización de iones Ba^{+2} , así como ocurre con el Ca^{2+} , que posteriormente precipitan en silicatos o carbonatos de bario y calcio como minerales traza.
- **Cd.** En los entables Marañoses y Fuentes se logró determinar un contenido de cadmio de 288,16 ppm y 794,76 ppm, respectivamente, que, como elemento traza, se puede relacionar con la esfalerita (ZnS) (Zhu *et al.*, 2018), lo que concuerda con los resultados de elementos mayores presentes en el material de cabeza de los entables de Barranco de Loba, que mostraron una mayor concentración de Zn en estos dos entables.
- **Co.** En Barranco de Loba, el cobalto se encuentra presente en 841,40 ppm. Este elemento, como ion Co^{3+} , es compatible con iones Fe^{3+} , que precipitan en las primeras fases de cristalización en rocas ígneas (Railsback, 2012).

Otros elementos, como el antimonio, zirconio, estaño, selenio, rubidio, estroncio y tungsteno, que normalmente hacen parte de la roca caja de veta, se detectaron con contenidos bajos en el material de cabeza de los dos entables muestreados en San Martín de Loba.

En cuanto a metales preciosos detectados en material de cabeza mediante FRX, se encontró plata con contenidos de 16,06 g/t en Nigua, 36,74 g/t en Marañoses, 73,80 g/t en Fuentes, 32,05 g/t en La Fe y 206,98 g/t en Pozo Rico, mientras que el paladio solo pudo ser detectado en Fuentes, con 10,55 g/t, y el oro, en Marañoses, Fuentes y Pozo Rico, con contenidos de 51,72 g/t, 45,89 g/t y 56,64 g/t, respectivamente.

7.5.2.3. NOROSÍ

Mediante la técnica de FRX se analizó el material de cabeza de proceso de los entables de beneficio de Rancho Quemado, Manuel Suárez y La Esperanza, y se encontró un 53,87%, 38,06% y 35,82%, respectivamente, de elementos mayores detectables.

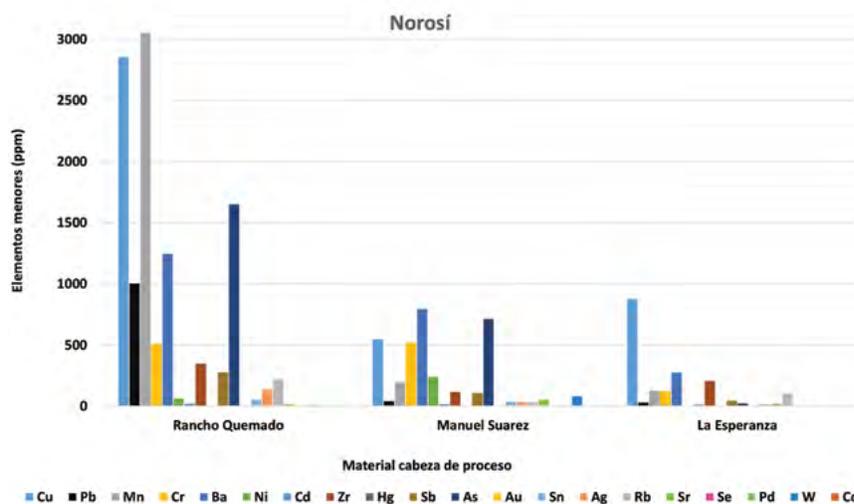
Entre los elementos mayores se detectaron los siguientes:

- **Si.** En Norosí se encontró principalmente silicio, con contenidos de 15,15% en material de cabeza de Rancho Quemado, 20% en el material de cabeza de Manuel Suárez y 24,08% en el material de La Esperanza, que se explica principalmente por los feldspatos o aluminosilicatos, aunque en Manuel Suárez se le atribuye, además, una mínima parte al cuarzo de veta SiO₂, en concordancia con los resultados de liberación de sulfuros.
- **S.** En cuanto al contenido de azufre, en el entable de Rancho Quemado se encuentra un 10,71%, mientras que en Manuel Suárez y La Esperanza apenas alcanza un 0,83% y 0,62%, respectivamente, que, en concordancia con los resultados de liberación, se le atribuye, en Rancho Quemado, a un alto contenido de sulfuros, mientras que en Manuel Suárez y La Esperanza se presenta una cantidad despreciable de estos elementos.
- **Fe.** En Rancho Quemado se encontró 14,14% de hierro, que puede ser atribuido en principio a sulfuros de hierro, como pirita FeS₂, y en segunda instancia a silicatos contenedores de hierro. Por otra parte, en Manuel Suárez hay 12,92%, y en La Esperanza, 3,62%. De acuerdo con la liberación de sulfuros y las concentraciones de azufre que, como ya se mencionó, se encuentran por debajo de 0,86%, puede afirmarse que el contenido de hierro en esos dos entables se debe principalmente a óxidos de hierro como hematita y a silicatos contenedores de hierro, con una mínima presencia de pirita.
- **Al.** Se aprecia que el aluminio es el cuarto elemento más abundante en el material de cabeza de Rancho Quemado, y el tercero en el de Manuel Suárez, con contenidos de 6,42% y 1,68%, respectivamente. Por su parte, en La Esperanza hay un contenido de 3,01%, constituyéndose en un indicador de contenido de aluminosilicatos, que bien pueden ser de hierro, potasio y calcio. Con relación a estos dos últimos, la técnica de FRX mostró resultados de 4,93%, 0,82% y 3,41% de potasio en Rancho Quemado, Manuel Suárez y La Esperanza, respectivamente, mientras que de calcio apenas se detectaron contenidos de 0,23% en Rancho Quemado, 0,13% en Manuel Suárez, y por debajo del límite de cuantificación.
- **Zn.** En los tres entables mencionados de Norosí se determinó una concentración de zinc de 0,10%, 0,01% y 0,02%, lo que puede ser una evidencia de la atenuada presencia de minerales de zinc, como la esfalerita.

• **Cu.** A partir del análisis del material de cabeza de los entables visitados en Norosí, se puede afirmar que en el material de Rancho Quemado existe una mayor presencia de elementos traza, en comparación con el material de los entables de Manuel Suárez y La Esperanza. En principio se puede ver que el cobre es uno de los elementos más abundantes en los tres entables, con contenidos de 2.856,64 ppm en Rancho Quemado, 547,50 ppm en Manuel Suárez y 877,66 ppm en La Esperanza. Su presencia es atribuible principalmente a silicatos contenedores de cobre. De acuerdo con los resultados de liberación, este material no presenta indicios de calcopirita.

- **Ba.** También se puede observar que en el material de Manuel Suárez, el elemento más abundante es el bario, mientras que en Rancho Quemado es el cuarto, y en La Esperanza, el segundo, con contenidos de 796,88 ppm, 1.248,17 ppm y 277,43 ppm, respectivamente. Su presencia se atribuye principalmente a silicatos contenedores de bario, aunque en el material de Rancho Quemado, por la más elevada concentración de azufre, si se compara con el material de Manuel Suárez y La Esperanza, también puede ser atribuible a sulfatos de bario.
- **As.** El arsénico es el tercer elemento traza que más abunda en el material de Rancho Quemado (1.653,19 ppm), y puede ser atribuido a arsenopirita. Este elemento también se encuentra en Manuel Suárez, con un contenido de 716,48 ppm, mientras que en La Esperanza es de apenas 26,09 ppm.
- **Mn.** En Rancho Quemado el material de cabeza presenta principalmente manganeso como elemento traza, con un contenido de 3.058,53 ppm, mientras que en el material de cabeza de Manuel Suárez y La Esperanza es de 197,34 ppm y 128,33 ppm, respectivamente.
- **Pb.** Entre los elementos menores o trazas del material de cabeza del entable de Rancho Quemado se encuentra el plomo en concentraciones de 1.005,86 ppm, y se le atribuye principalmente a la galena (PbS), que, como se ha mencionado, se encuentra relacionada con el zinc como esfalerita ZnS (Yang *et al.*, 2016).

Figura 7.30. Elementos traza contenidos en el material cabeza de proceso de las plantas de beneficio visitadas en el municipio de Norosí, determinados mediante la técnica de fluorescencia de rayos X



7.5.3. CARACTERIZACIÓN DE SEDIMENTOS ACTIVOS

7.5.3.1. ANÁLISIS DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X EN SEDIMENTOS ACTIVOS

Los resultados del análisis elemental por la técnica de fluorescencia de rayos X de las muestras de sedimentos activos de las quebradas influidas por la minería en los municipios de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Norosí se presentan desde la figura 7.31 hasta la figura 7.39. Allí se muestra que la composición de elementos mayores y el contenido de elementos traza en los sedimentos activos muestreados presentan resultados similares, con algunas excepciones que ponen en evidencia una mayor concentración, por ejemplo, de magnesio, manganeso y plomo en Santa Cruz, manganeso y plomo en Pueblito Mejía, entre otros, que tiene explicación en los minerales formados en cada zona de estos municipios del sur de Bolívar.

Barranco de Loba

De acuerdo con los resultados de FRX, los elementos mayores en los sedimentos activos muestreados en las quebradas aledañas a las minas visitadas en Barranco de Loba están representados principalmente por silicio, que normalmente es el elemento más abundante en este tipo de sedimentos, con contenidos que van desde 15,31% hasta 26,45%. Después del silicio, los elementos mayores contenidos en los sedimentos activos de las quebradas muestreadas se encuentran por debajo del 7,36%; específicamente, se observa que en las quebradas relacionadas con el sector de Santa Cruz, ese porcentaje corresponde al hierro en los sedimentos activos de la quebrada La Redonda, aguas arriba de la actividad minera, que, en correspondencia con los sedimentos activos de la quebrada El Llaño, receptora de La Redonda, presenta un 5,92% de este elemento, lo que permite considerar que el contenido de hierro en los sedimentos activos es característico del sector y de origen geogénico, al igual que el hallado en los sedimentos activos de las quebradas relacionadas con Mina Nigua y con Pueblito Mejía, que presentan, tanto aguas arriba como aguas abajo de la actividad minera, contenidos similares de hierro, pero, a diferencia de las quebradas del sector de Santa Cruz, estas se caracterizan por contener este elemento entre el 1,62% y el 2,43%.

Por otra parte, en los resultados de FRX se aprecia que en los sedimentos activos analizados existe un contenido de aluminio, potasio y calcio que normalmente está presente en sedimentos como aluminosilicatos de calcio o potasio. La concentración porcentual de estos elementos varía entre el 1,66% y 3,87% en el caso del aluminio; entre el 1,39% y 2,69% en el del potasio, y entre el 0,08 y 0,82% en el del calcio.

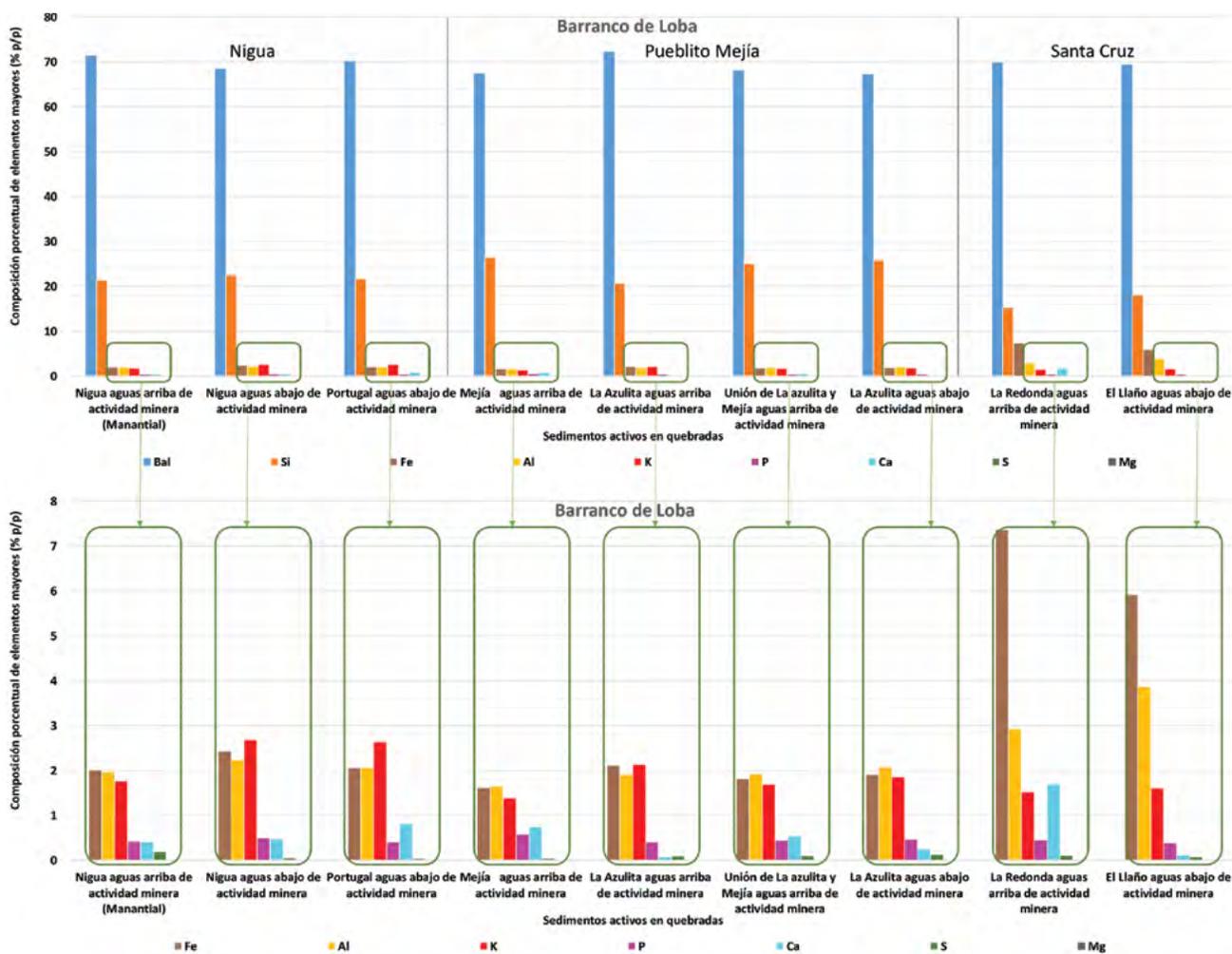
Por último, el contenido de azufre oscila entre el 0,04% y 0,19%. Este resultado es favorable para el medio ambiente, porque es posible que esas cantidades no ocasionen drenajes ácidos que pudieran dañar la flora y la fauna.

Con respecto a los elementos traza contenidos en los sedimentos activos muestreados en Barranco de Loba, con FRX se lograron determinar, principalmente, contenidos de metales como bario, plomo, zinc, manganeso y estroncio. En los resultados expuestos en la figura 7.32 se puede observar principalmente bario y manganeso, con contenidos que oscilan entre 548,19 y 1.222,75 ppm, y entre 141,52 y 1.640,96 ppm, respectivamente. Esto pone en evidencia que el mayor contenido de estos elementos está presente en los sedimentos activos de las quebradas del sector de Santa Cruz y en el sedimento de la quebrada La Azulita, en Pueblito Mejía.

Después de estos dos elementos traza se distingue el contenido de plomo en el sedimento activo de la quebrada La Azulita, en Pueblito Mejía, que es de 418,14 ppm aguas arriba de la actividad minera y 257,67 ppm aguas abajo. La menor cantidad aguas abajo es un indicador de que el contenido de plomo en esta quebrada es de origen geogénico. También se encontró plomo en el sedimento muestreado en la unión de las quebradas La Mejía y La Azulita, con un contenido de 117,11 ppm. De manera similar, se halló este metal en Santa Cruz, en el sedimento de la quebrada La Redonda, aguas arriba de la actividad minera, con un contenido de 143,36 ppm. Sin embargo, estos valores exceden los límites de permisibilidad en sedimentos activos, según las guías canadienses de lineamientos para la calidad de sedimentos activos de agua dulce (Canadian Council of Ministers of the Environment, 2001).

Con respecto al zinc, se observa que se encuentra principalmente en sedimentos contenedores de plomo. Como es sabido, estos dos elementos están estrechamente relacionados por la asociación de minerales de galena y esfalerita. En los sedimentos activos de las quebradas muestreadas en Barranco de Loba, el zinc se presenta en cantidades de hasta 285,57 ppm, valor que, según las guías canadienses de lineamientos para la calidad de sedimentos activos de agua dulce, está en el rango en que dicho elemento puede tener efectos adversos sobre el medio ambiente (Canadian Council of Ministers of the Environment, 2001).

Figura 7.31. Elementos mayores contenidos en sedimentos activos de quebradas del municipio de Barranco de Loba, caracterizados por la técnica de fluorescencia de rayos X



El cadmio se encontró en cantidades por debajo de las 29,97 ppm; el arsénico, por debajo de 66,76 ppm, y la plata hasta en 19,10 ppm.

Por último, de acuerdo con los resultados del análisis de FRX, en los sedimentos muestreados de Barranco de Loba hay un contenido de Zr, Sr, Sb, Sn y Rb de hasta 245,93 ppm, 260,16 ppm, 80,89 ppm y 102,19 ppm, respectivamente. Todos son elementos que normalmente se encuentran en sedimentos.

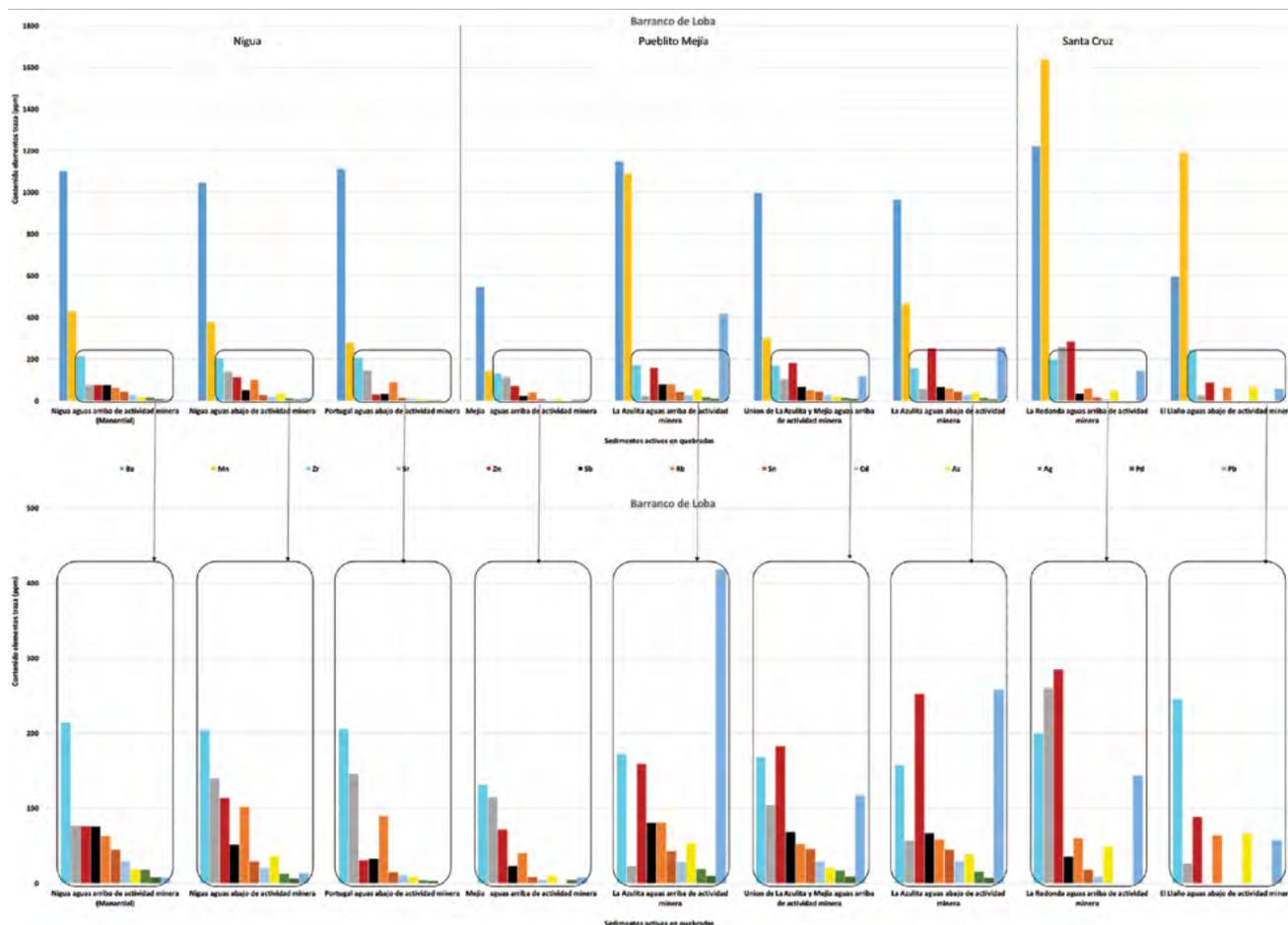
Tiquisio

La composición porcentual de elementos mayores en sedimentos activos de las quebradas muestreadas en Tiquisio se muestra en la figura 7.33. Los resultados determinados por la técnica de FRX permiten concluir que en estos sedimentos activos existe desde un 68,60% hasta un 80,98% de materia orgánica y elementos no detectables por el equipo portable Niton GoldD XL2, quedando así entre 31,40% y 19,02% los elementos detectados por la técnica a la que se recurrió, que muestra principalmente silicio, que, como se mencionó, en los sedimentos de las quebradas de Barranco de Loba es un elemento normalmente abundante en este tipo de muestras; en segundo lugar se encuentran elementos que normalmente hacen parte de aluminosilicatos contenedores de hierro, aluminio, potasio y calcio.

El contenido de azufre también fue hallado por debajo de los límites establecidos para sedimentos activos, con un contenido que oscila entre el 0,02% y el 0,70%.

Con respecto a los elementos traza contenidos en estos sedimentos, con FRX se lograron determinar principalmente contenidos de metales como bario, manganeso y zirconio. Como revelan los resultados expuestos en la figura

Figura 7.32. Elementos traza contenidos en sedimentos activos de quebradas del municipio de Barranco de Loba detectados mediante la técnica de fluorescencia de rayos X



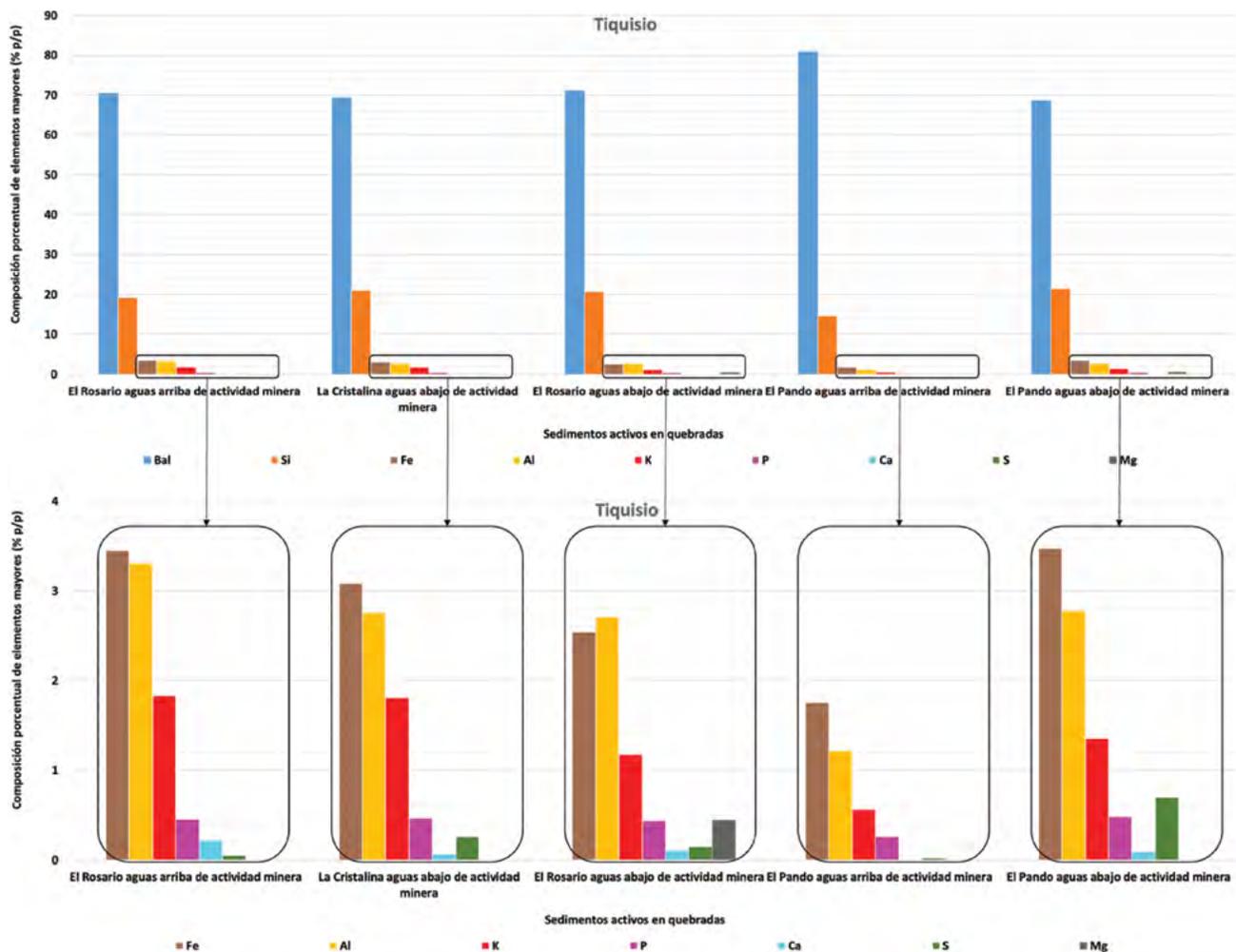
7.34, en los sedimentos activos de las quebradas en Tiquisio, los elementos traza que más abundan son bario, manganeso y zirconio, con contenidos muestrados que oscilan entre 548,19 y 1.222,75 ppm de bario, y entre 141,52 y 1.640,96 ppm de manganeso, quedando en evidencia que el mayor contenido de estos elementos está presente en los sedimentos activos de quebradas del sector de Santa Cruz y en los de la quebrada La Azulita, en Pueblito Mejía.

Después de estos dos elementos traza se tiene un resultado relevante de plomo en los sedimentos activos de la quebrada La Azulita, en el sector de Pueblito Mejía: 418,14 ppm aguas arriba de la actividad minera y 257,67 ppm aguas abajo. De acuerdo con estos valores, no hay una acumulación mayor en los sedimentos muestreados aguas abajo. Esto parece indicar que la industria minera del sector no está influyendo sobre esta quebrada. También se encontró por FRX que en sedimentos muestreados en la unión de las quebradas La Mejía y La Azulita hay un contenido de 117,11 ppm de plomo, y en La Redonda, aguas arriba de la actividad minera de Santa Cruz, se encontraron 143,36 ppm del mismo metal. Estos valores exceden los límites de permisibilidad de plomo en sedimentos activos, según las guías canadienses de lineamientos para la calidad de sedimentos activos de agua dulce (Canadian Council of Ministers of the Environment, 2001).

Junto con el plomo se puede apreciar zinc, que principalmente se encuentra en los mismos sedimentos que más contienen plomo. Tal y como se ha mencionado en la exposición de resultados de material de cabeza, estos dos elementos se encuentran estrechamente relacionados por la asociación de minerales de galena y esfalerita. En el caso de las quebradas muestreadas en Barranco de Loba, los sedimentos activos presentan zinc en cantidades de hasta 285,57 ppm, valores que, según las guías canadienses de lineamientos para la calidad de sedimentos activos de agua dulce, se encuentran en el rango en que este elemento puede presentar efectos adversos sobre el medio ambiente (Canadian Council of Ministers of the Environment, 2001).

Los resultados de los contenidos de cadmio detectados por medio de FRX también pueden estar relacionados con el zinc; sin embargo, este elemento se encontró en cantidades por debajo de las 29,97 ppm en sedimentos activos de las quebradas muestreadas, mientras que el contenido de arsénico estuvo por debajo de 66,76 ppm, y el de plata, por debajo de 19,10 ppm. Aunque los valores cuantificados de estos elementos se consideran bajos, y pueden estar afectados por interferencias de señal de fondo, permiten determinar que en dichos sedimentos existen estos elementos trazas.

Figura 7.33. Elementos mayores contenidos en sedimentos activos de quebradas del municipio de Tiquisio detectados mediante la técnica de fluorescencia de rayos X



Por último, mediante FRX se encontraron contenidos de Zr, Sr, Sb, Sn y Rb —que son elementos que normalmente se hallan en sedimentos— de hasta 245,93 ppm, 260,16 ppm, 80,89 ppm y 102,19 ppm, respectivamente.

Norosí

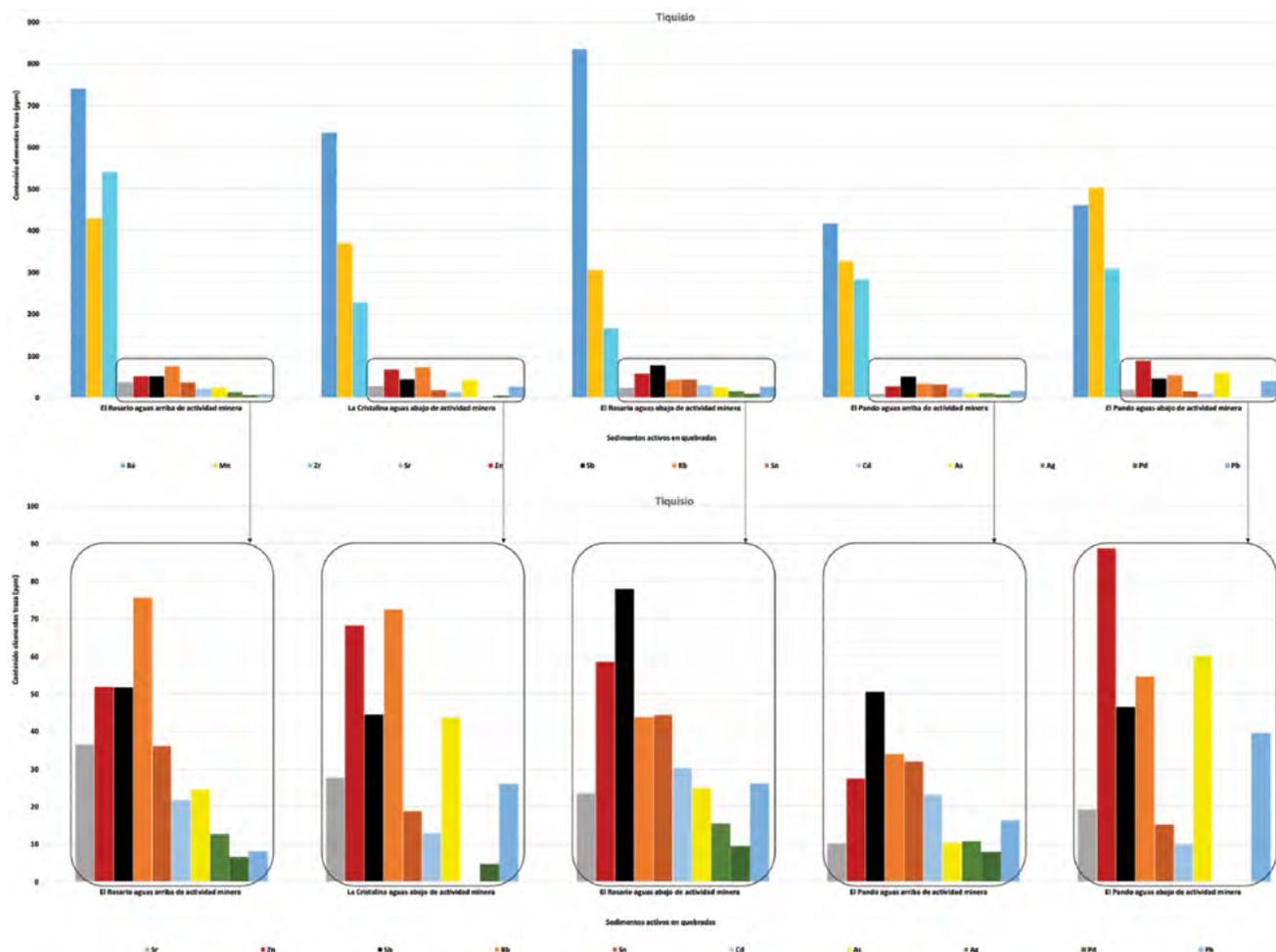
Al igual que en los sedimentos activos de Barranco de Loba y Tiquisio, en los de las quebradas muestreadas en Norosí, usando la técnica de FRX se encontraron contenidos normales de elementos detectables, que oscilaron entre 33,47% y 32,92%. Entre ellos, por su abundancia se destaca el silicio, normalmente perteneciente a sedimentos activos, además de hierro, aluminio, potasio y calcio, que son considerados elementos formadores de aluminosilicatos de sedimentos.

El contenido de azufre en los sedimentos activos de las quebradas oscila entre el 0,4% y 0,15%, valores que están por debajo de los límites permisibles para sedimentos activos.

Tal y como se observa en los resultados obtenidos por FRX y expuestos en la figura 7.36, al igual que en los sedimentos activos de quebradas de Tiquisio, los elementos traza más abundantes contenidos en los sedimentos de Norosí son bario, manganeso y zirconio. Sus valores oscilan entre 714,45 y 909,28 ppm, 188,89 y 459,03 ppm, y 244,97 y 317,50 ppm, respectivamente.

Después de estos tres elementos se hallaron trazas por debajo de las 74 ppm, principalmente de zinc, antimonio y rubidio; estos dos últimos normalmente se encuentran en sedimentos activos, mientras que el zinc se asocia a la presencia de plomo, cuyos contenidos oscilan entre 51,42 y 60,05 ppm, valores que, según las guías canadienses

Figura 7.34. Elementos traza contenidos en sedimentos activos de quebradas del municipio de Tiquisio detectados mediante la técnica de fluorescencia de rayos X



de lineamientos para la calidad de sedimentos activos de agua dulce, se encuentran en el rango en que estos elementos pueden tener efectos adversos en el medio ambiente (Canadian Council of Ministers of the Environment, 2001).

Junto con el plomo y el zinc se puede apreciar cadmio, que, como se ha mencionado, como traza se encuentra estrechamente relacionado con la esfalerita, que, en el caso de los sedimentos activos de las quebradas muestreadas en Tiquisio, se encuentra presente en cantidades de hasta 21,22 ppm. Los valores cuantificados de estos elementos, aunque para la técnica se consideran bajos, y pueden estar afectados por interferencias de señal de fondo, permiten determinar que en dichos sedimentos existen estos elementos trazas.

Por último, mediante la técnica de FRX se encontraron contenidos de Sr, Sb, Sn y Rb —elementos que normalmente se encuentran en sedimentos— de hasta 24,32 ppm, 62,21 ppm, 37,79 ppm y 73,85 ppm, respectivamente.

7.5.3.2. DETERMINACIÓN DE MERCURIO MEDIANTE DESCOMPOSICIÓN TÉRMICA Y AMALGAMACIÓN CON ORO ACOPLADO A ESPECTROFOTOMETRÍA DE ABSORCIÓN ATÓMICA CON VAPOR FRÍO EN SEDIMENTOS ACTIVOS

Los resultados referentes a los sedimentos activos muestreados, asociados a la cuantificación de mercurio por descomposición térmica y amalgamación con oro acoplado a espectrofotometría de absorción atómica con vapor frío, se presentan en las figuras 7.37 a 7.39.

Figura 7.35. Contenidos de elementos mayores en sedimentos activos de quebradas del municipio de Norosí, detectados por medio de la técnica de fluorescencia de rayos X

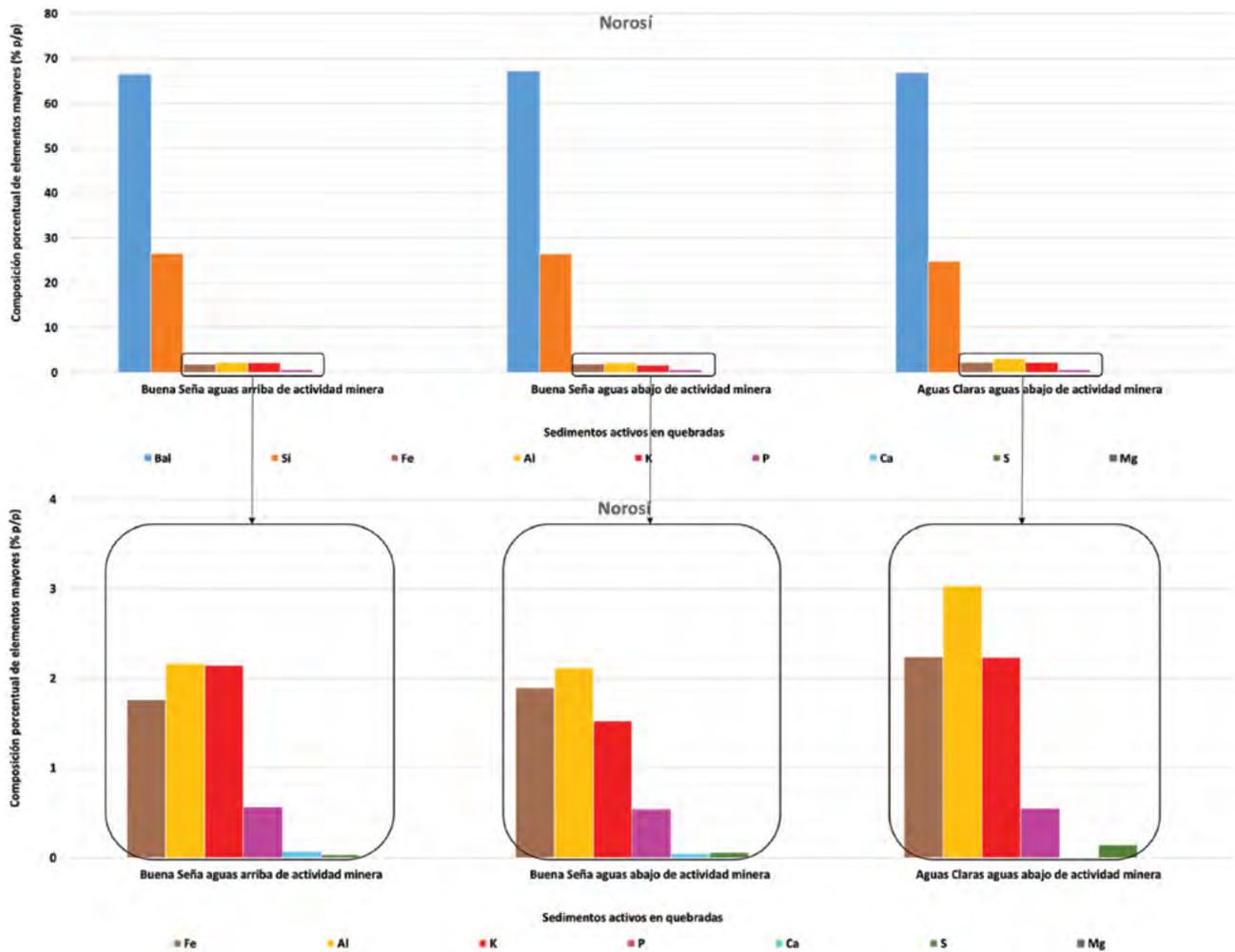


Figura 7.36. Elementos traza contenidos en sedimentos activos de quebradas del municipio de Norosí detectados por medio de la técnica de fluorescencia de rayos X

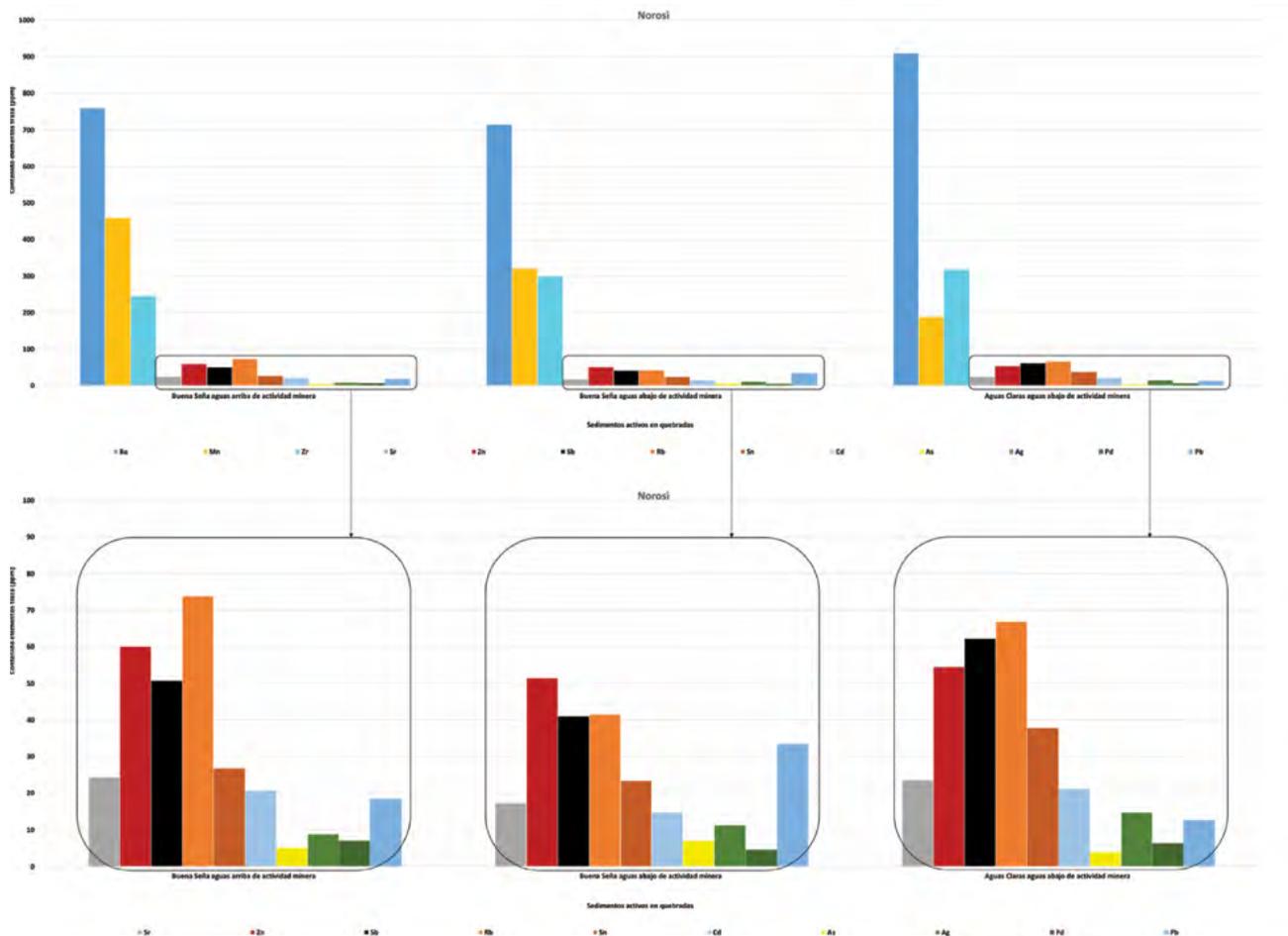
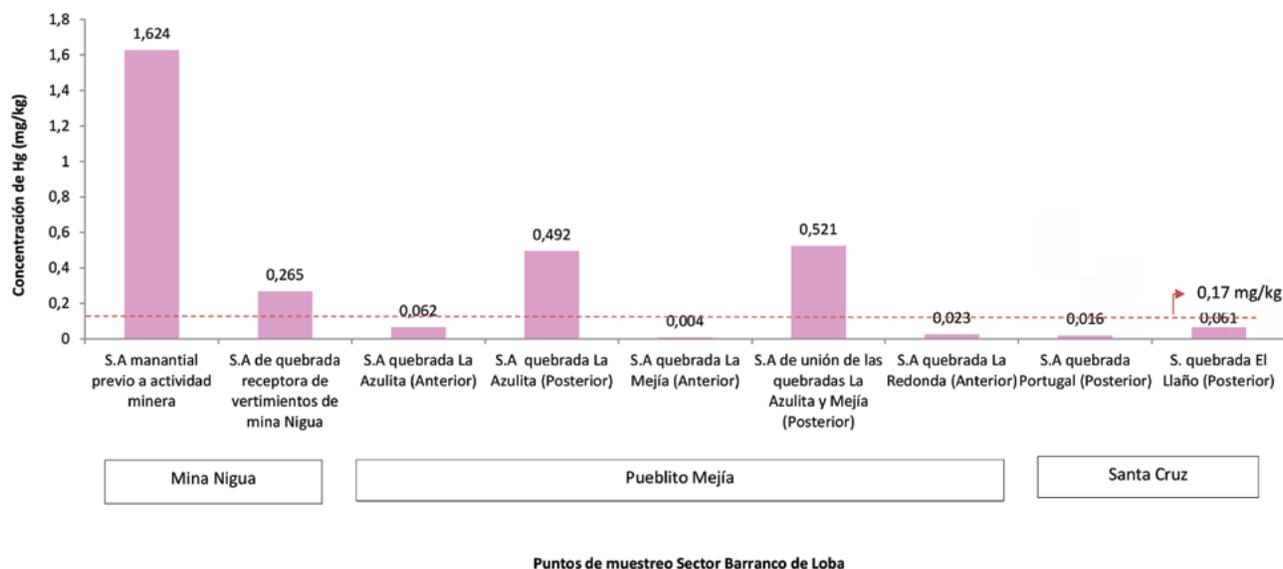


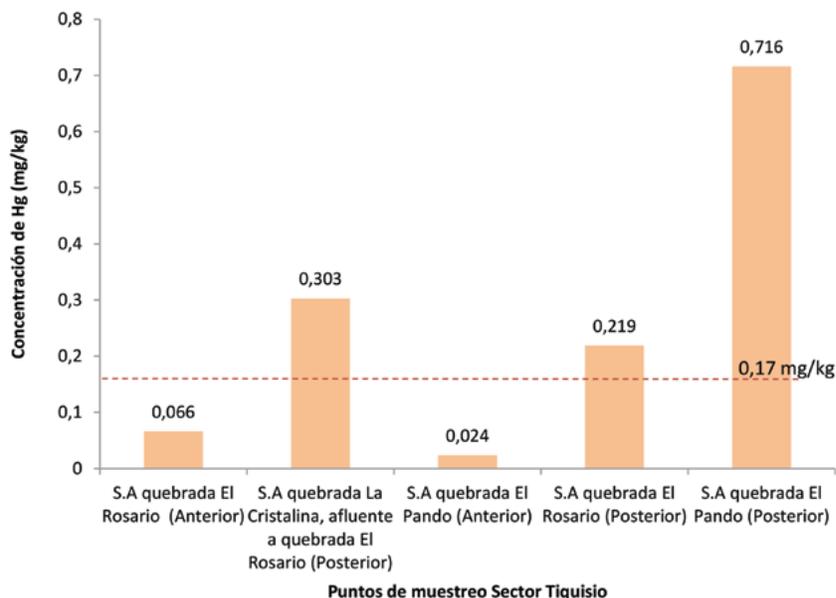
Figura 7.37. Concentración de mercurio en sedimentos activos de sectores mineros de Barranco de Loba



Teniendo en cuenta el reporte presentado en la figura 7.37, el sedimento activo tomado del agua de manantial (en el tema “Puntos de muestreo y muestras puntuales tomadas en campo” [7.3], véase “7.4.2.1 Mina Nigua”), que, según información de la población, no recibe influencia minera, presenta la mayor concentración de mercurio,

equivalente a 1,624 mg/kg, y puede deberse a que existe, o existió, actividad minera en la que se emplee mercurio en una zona previa al punto de muestreo, y que se depositó con el tiempo. Al comparar este resultado con lo expresado en la legislación canadiense (0,17 mg/kg), ya que en Colombia no se cuenta con una normativa para este tipo de matrices, es un indicativo de alerta, dado que se trata de un sedimento que podría resultar perjudicial para los organismos vivos del medio e incorporarse a la cadena trófica hasta llegar a los seres humanos. De igual manera, en el sedimento de la quebrada Nigua, sobre la cual confluyen los vertimientos de los entables de Mina Nigua, se cuantificaron 0,265 ppm de mercurio, valor que muestra que el uso de este metal para la extracción de oro tiende a acumularse y constituye un riesgo para el desarrollo de la vida.

Figura 7.38. Concentración de mercurio en sedimentos activos del sector minero de Mina Seca, en Tiquisio



Analizando el contexto de Pueblito Mejía (en el tema “Puntos de muestreo y muestras puntuales tomadas en campo”, véase “7.4.2.3 Pueblito Mejía”), las muestras tomadas en las quebradas La Azulita y La Mejía, aguas arriba del procesamiento del material de cabeza para la extracción de oro, presentan unas concentraciones bajas de mercurio (0,062 mg/kg y 0,004 mg/kg, respectivamente). De manera similar, el sedimento activo de la quebrada La Portugal, aguas abajo del procesamiento, contiene 0,016 ppm, de manera que no hay riesgo ambiental en esos puntos. Sin embargo, es evidente que más allá de los entables, estas mismas fuentes hídricas presentan niveles de mercurio superiores a las iniciales: en la quebrada La Azulita se cuantificaron 0,492 ppm, y en la confluencia de esta quebrada y La Mejía se obtuvo 0,521 mg/kg, lo que pone en evidencia que existe un aporte considerable de Hg proveniente del proceso de beneficio de oro.

En Santa Cruz (en el tema “Puntos de muestreo y muestras puntuales tomadas en campo”, véase “7.4.2.4 Santa Cruz”) se muestrearon los sedimentos activos de las quebradas El Llaño y La Redonda, en puntos situados aguas arriba y aguas abajo, dado el acceso limitado a la zona. En ambos casos se obtuvieron concentraciones bajas de mercurio.

En Mina Seca (en “Puntos de muestreo y muestras puntuales tomadas en campo”, véase “7.4.3.1 Mina Seca”) se muestrearon las quebradas El Rosario, La Cristalina y El Pando. Como se observa en la figura 7.38, en las partes altas previas a la actividad minera, la concentración de mercurio es baja; por ejemplo, en la quebrada El Rosario se cuantificaron 0,066 ppm, y en El Pando, 0,024 ppm, valores que se asocian a la posible presencia natural de Hg o a actividades mineras pasadas en las que se empleó este metal, pero con una intensidad baja, por lo que el depósito no representa riesgo ambiental, si se atiende a la recomendación canadiense de que en sedimentos activos, el valor límite de Hg es de 0,17 mg/kg (Gaudet *et al.*, 1995). Por su parte, aguas debajo de El Rosario y El Pando se presentan niveles de mercurio (0,209 mg/kg y 0,716 mg/kg, respectivamente) que indican contaminación ambiental por la presencia de este metal en concentraciones que podrían ser perjudiciales para el desarrollo de la fauna y flora. Finalmente, se tiene la afluencia de la quebrada La Cristalina sobre El Rosario, en la primera se cuantificó 0,303 ppm de Hg. Esto permite inferir que la actividad minera que se desarrolla sobre la quebrada La Cristalina hace un aporte significativo de este metal, lo que incrementa el riesgo para el ambiente.

En el municipio de Norosí, el muestreo de sedimentos se concentró en la quebrada Buena Señá (en “Puntos de muestreo y muestras puntuales tomadas en campo”, véase “7.4.4.1 Buena Señá”). En la figura 7.39 se observa que, aguas arriba de la quebrada mencionada, la concentración de mercurio es de 0,020 mg/kg, inferior a la concentración detectada después del conglomerado de entables que hacen sus vertimientos sólidos y líquidos sobre ella (0,307 mg/kg). Esto permite establecer que el uso de mercurio en la zona es común y que su disposición final no logra el confinamiento para evitar que llegue hacia las fuentes hídricas.

Según la información obtenida en campo en la quebrada Aguas Claras (véase figura 7.8B), se desarrollan entables que benefician oro. Allí se tomó una muestra en la que se determinó una concentración de 0,077 mg/kg de Hg, valor que no es perjudicial para el ambiente, pero debe atenderse el uso de este metal para evitar su acumulación en el futuro.

Dado que en Colombia no existe reglamentación sobre los niveles máximos permisibles de metales pesados en sedimentos activos ni en el suelo, en general, los resultados obtenidos se compararon con la legislación canadiense (Gaudet *et al.*, 1995), que establece que un sedimento activo es de calidad apropiada cuando la concentración de mercurio es de 0,17 mg/kg.

MacDonald *et al.* (2000) presentan valores de referencia del nivel de efecto umbral de mercurio (TEC, sigla de *threshold effect concentration*), que se define como la concentración de diferentes metales de interés ambiental que no debería tener efectos dañinos en los microorganismos que viven en contacto con el sedimento. En el caso del mercurio se recomienda una concentración máxima de 0,18 mg/kg, en la que hay ausencia de toxicidad. Según esto, las muestras de sedimentos con concentraciones más altas podrían tener efectos negativos en los microorganismos con los cuales estén en contacto.

Figura 7.39. Concentración de mercurio en sedimentos activos del sector Buena Señá, Norosí

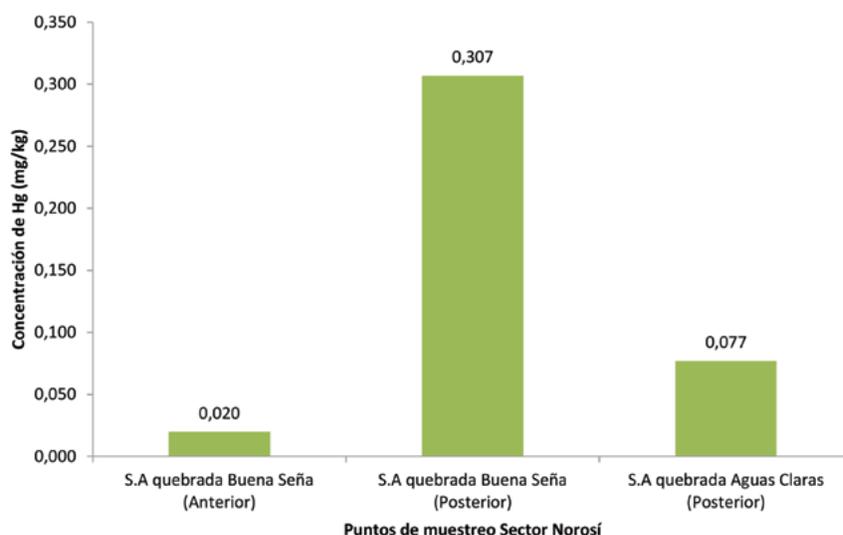


Figura 7.40. Concentración de mercurio en las muestras de agua de sedimento activo y aguas subterráneas de muestras de aguas tomadas en fuentes hídricas de los municipios de San Martín de Loba, Barranco de Loba, Tiquisio y Norosí

DESCRIPCIÓN	PLANTA ASOCIADA	Hg (µg/L)
Agua de Laguna Playón Santa Rosa	Santa Rosa-Catanga	D.L.C.
Agua de sedimento activo quebrada El Llaño (Posterior)	Quebrada El Llano	D.L.C.
Agua de sedimento activo quebrada La Redonda (Anterior)	Quebrada La Redonda	D.L.C.
Agua de sedimento activo de manantial Mina Nigua	Agua manantial La Nigua	D.L.C.
Sedimento activo quebrada Portugal (Posterior)	Quebrada La Portugal	D.L.C.
Agua subterránea mina Marañoses	Los Marañoses	D.L.C.
Agua de sedimento activo quebrada La Azulita (Posterior)	Quebrada La Azulita	D.L.C.
Agua de sedimento activo unión de las quebradas La Azulita y Mejía (Posterior)	Quebrada La Azulita – La Mejía	D.L.C.
Agua de sedimento activo de quebrada receptora de vertimientos de mina Nigua	Mina Nigua	D.L.C.
Agua subterránea de mina El Fogaje	Mina Fogaje	D.L.C.
Agua de sedimento activo quebrada La Azulita (Anterior)	Quebrada La Azulita	D.L.C.
Sedimento activo quebrada La Mejía (Anterior)	Quebrada La Mejía	D.L.C.
Agua de sedimento activo quebrada Buena Señá (Anterior)	Quebrada Buena Señá	D.L.C.
Agua de sedimento activo quebrada Buena Señá (Posterior)	Quebrada Buena Señá	D.L.C.
Agua de sedimento activo quebrada Aguas Claras (Posterior)	Quebrada Aguas Claras	D.L.C.
Agua de sedimento activo quebrada El Rosario (Anterior)	Quebrada El Rosario	D.L.C.
Agua de sedimento activo Quebrada La Cristalina afluente a la quebrada El Rosario (Posterior)	Quebrada La Cristalina	D.L.C.
Agua de sedimento activo quebrada El Rosario (Posterior)	Quebrada El Rosario	D.L.C.
Agua de sedimento activo quebrada El Pando (Anterior)	Quebrada El Pando	D.L.C.
Agua de sedimento activo quebrada El Pando (Posterior)	Quebrada El Pando	D.L.C.

D.L.C. = Debajo de límite de cuantificación.

7.5.3.3. DETERMINACIÓN DE MERCURIO MEDIANTE ESPECTROFOTOMETRÍA DE ABSORCIÓN ATÓMICA EN AGUAS DE SEDIMENTOS ACTIVOS Y AGUAS SUPERFICIALES

En las figuras 7.40 y 7.41 se muestran los resultados de la cuantificación de mercurio por espectrofotometría de absorción atómica (E.A.A.) en las muestras de agua que se filtró en el momento de la toma del sedimento activo y en las muestras de aguas superficiales. Como se observa, en todas las muestras la concentración estuvo por debajo del límite de cuantificación detectable mediante esta técnica. El caudal de las fuentes hídricas asociadas promueve el transporte del mercurio hacia zonas de menor velocidad, por lo cual, y teniendo en cuenta que se trata de un elemento pesado, es más probable obtener valores cuantificables por E.A.A de Hg en sedimentos.

Figura 7.41. . Contenido de mercurio en las muestras de agua superficial de los municipios de San Martín de Loba, Barranco de Loba, Tiquisio y Norosí

DESCRIPCIÓN	PLANTA ASOCIADA	Hg (µg/L)
Agua de humedal artificial 1 (vertimiento Marañoses)	Marañoses	D.L.C.
Agua de humedal artificial 3 (vertimiento Marañoses)	Marañoses	D.L.C.
Agua de humedal artificial 3 (vertimiento Marañoses)	Marañoses	D.L.C.
Vertimiento entable Marañoses	Marañoses	D.L.C.
Vertimiento hacia ciénaga	El Caño	D.L.C.
Vertimiento directo hacia ciénaga	El Caño	D.L.C.
Vertimiento molino de pisones 1	El Caño	D.L.C.
Vertimiento molino de pisones 2	El Caño	D.L.C.
Vertimiento proveniente de proceso de amalgamación	La Chiva	D.L.C.
Vertimiento proveniente de proceso de cianuración	La Chiva	D.L.C.
Vertimiento entables mina Santa Cruz	Entables Mina Santa Cruz	D.L.C.
Vertimiento planta Pozo Rico	Planta Pozo Rico	D.L.C.
Vertimiento entable de Mina Nigua	Entables Mina Nigua	D.L.C.
Vertimiento final de entables mina Nigua	Entables Mina Nigua	D.L.C.
Vertimiento planta El Cañaveral	Planta El Cañaveral (Pueblito Mejía)	D.L.C.
Vertimiento de relaves tinas comunitarias Buena Señá	Buena Señá (Norosí)	D.L.C.
Vertimiento a quebrada El Rosario	Vertimiento El Rosario (Tiquisio)	D.L.C.
Vertimiento a quebrada El Rosario	Planta Mina Brinca (Tiquisio)	D.L.C.
Vertimiento de cianuración mina Piedra a quebrada La Escondida	Planta Mina Piedra (Tiquisio)	D.L.C.
Vertimiento mina Piedra a la quebrada La Escondida	Planta Mina Piedra (Tiquisio)	D.L.C.

D.L.C. = Debajo de límite de cuantificación.

7.5.4. CARACTERIZACIÓN DE RELAVES

7.5.4.1. ANÁLISIS DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X EN RELAVES

Los resultados del análisis elemental mediante la técnica de fluorescencia de rayos X de las muestras de relaves generados por plantas y entables de los municipios de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Norosí se presentan en las figuras 7.42 a 7.46. Allí se muestra que la composición de elementos mayores y el contenido de elementos traza en el material presentan similitudes y diferencias debido a la manera en que se formaron los diferentes depósitos minerales y el modo como se usan en el proceso del beneficio de oro.

San Martín de Loba

Aplicando la técnica de FRX se analizó la composición porcentual de elementos mayores en relaves de los entables de beneficio La Chiva y El Caño, y se encontró principalmente silicio, con contenidos de 20,11% en el compost de relaves de La Chiva y de 18,74% en los del Caño, residuos que provienen del material de cabeza procesado con contenido de aluminosilicatos y vetas cuarzosas.

Figura 7.42. Elementos mayores contenidos en relaves de entablos del municipio de San Martín de Loba caracterizados mediante la técnica de fluorescencia de rayos X

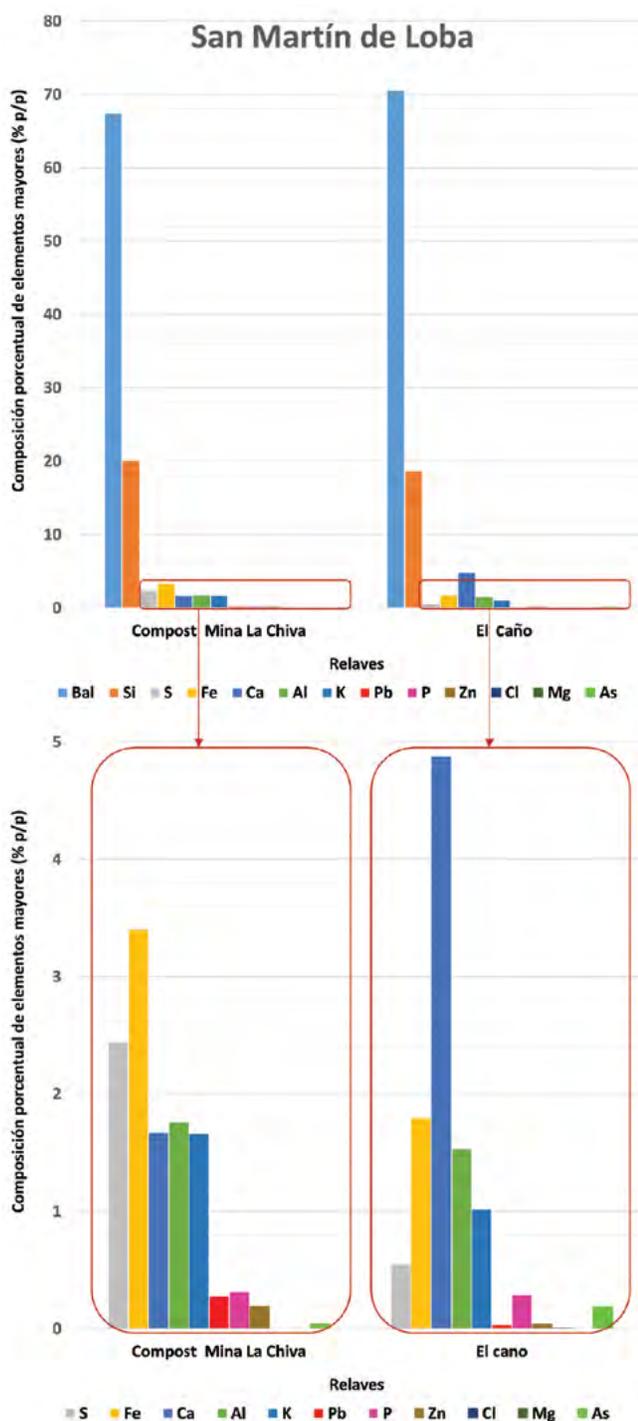
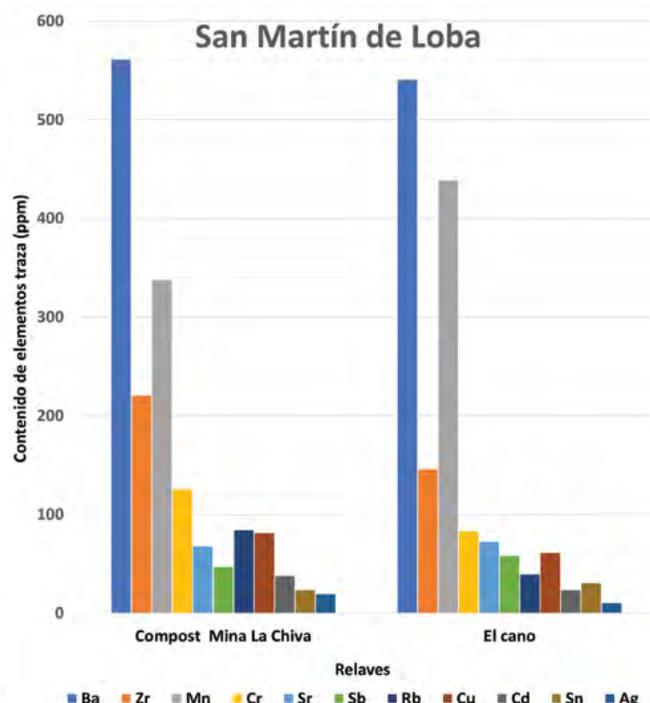


Figura 7.43. Elementos traza contenidos en relaves de entablos del municipio de San Martín de Loba caracterizados mediante la técnica de fluorescencia de rayos X



Aparte del silicio, se observa que los elementos mayores contenidos en estos relaves se encuentran por debajo del 5,0%. Es así como el segundo elemento más abundante en el compost de relaves de La Chiva es el azufre, con contenidos del 2,45%, mientras que en los relaves de El Caño el contenido de este elemento es del 0,55%, lo que lo convierte en el sexto elemento más abundante en dichos residuos. Su baja cantidad se explica porque estos entablos procesan un material de cabeza con valores de azufre por debajo de 2,02%; además, en el beneficio se capta el azufre como sulfuro cuando se aplican procedimientos de gravimetría, por lo que no se observa una acumulación mayor de azufre en relaves.

Además, en los relaves de El Caño y La Chiva se encontraron contenidos de hierro de 1,80% y 3,40%, respectivamente, que son congruentes con los resultados de cabeza. Su presencia se atribuye a residuos de sulfuro de hierro que no logran captarse en el proceso de beneficio.

En los relaves de El Caño, el segundo elemento más abundante es el calcio, con 4,88%, mientras que en La Chiva este mismo elemento está contenido en apenas 1,67%. Además, el aluminio y el potasio presentes en

los dos relaves son atribuibles a aluminosilicatos contenedores de potasio y calcio, que por su baja densidad se pueden movilizar en el proceso de beneficio hasta los relaves, lo que favorece la neutralización de ácidos que se pueden formar *in situ*.

Por último, mediante FRX se detectaron plomo, zinc y arsénico en los relaves muestreados en San Martín de Loba, con contenidos de hasta 0,28%, 0,19% y 0,19%, respectivamente, lo que pone en evidencia que el proceso de beneficio propicia una acumulación de estos elementos que son tóxicos para el medio ambiente. Aunque no existe una norma que regule metales en relaves de minería según unos rangos de elementos traza en suelos que se estimen

aceptables (figura 7.44), estos resultados obtenidos por FRX exceden la recomendación para zinc y arsénico.

Figura 7.44. Rangos normales de elementos traza en suelos (Galán Huertos y Romero Baena, 2008)

Barranco de Loba

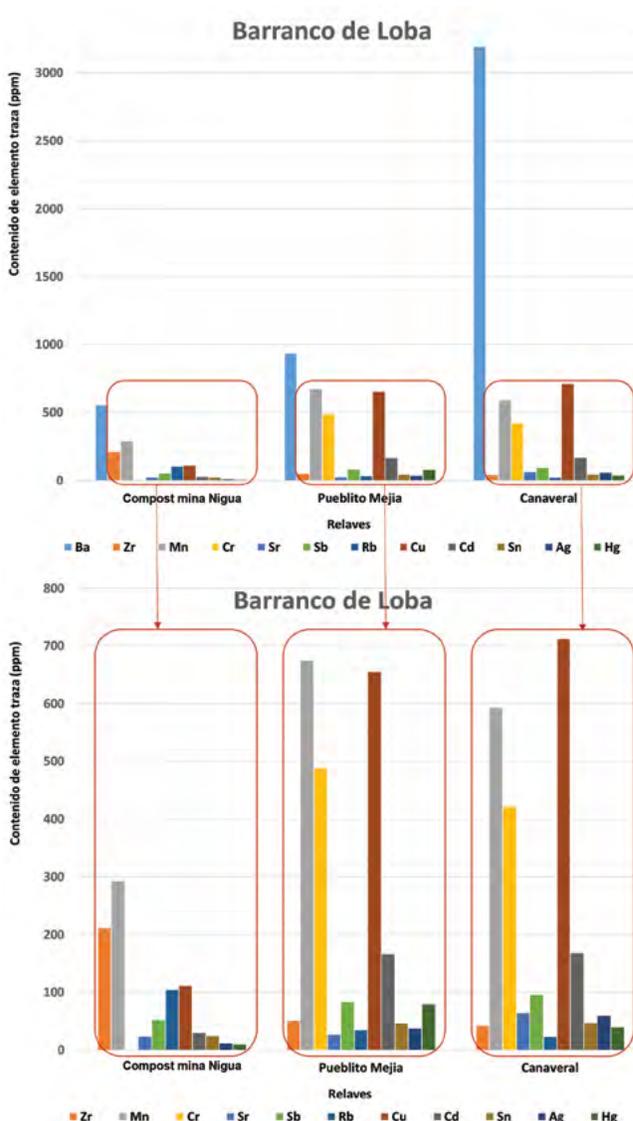
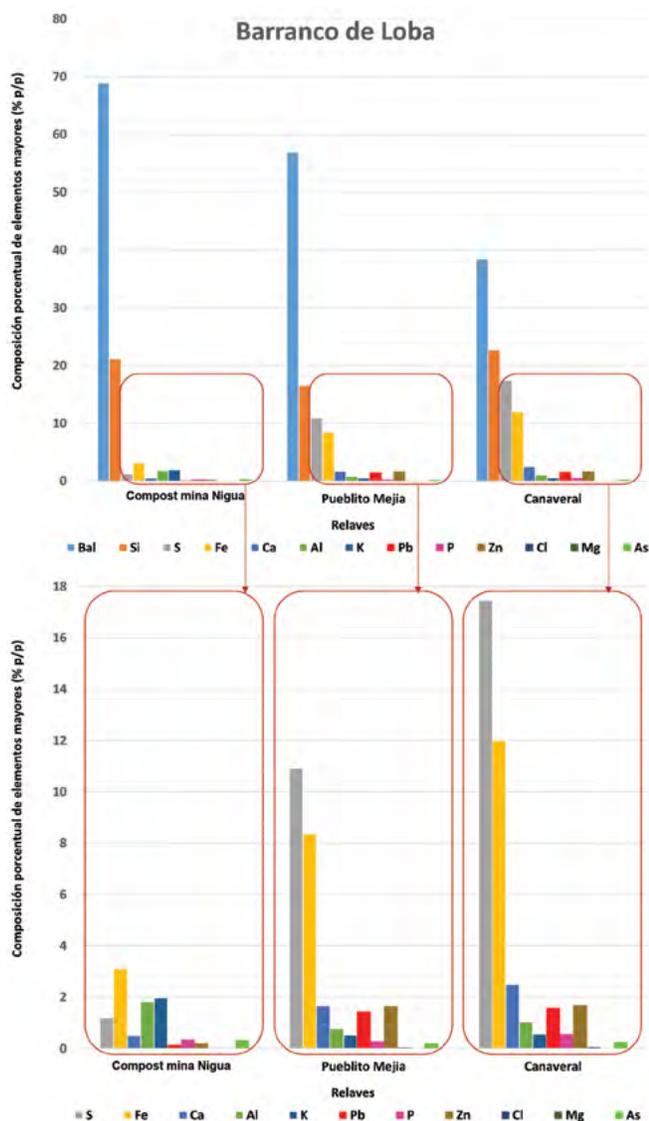
La composición porcentual de elementos mayores en relaves de los entables de beneficio en la mina Nigua, Pueblito Mejía y Cañaveral, se muestra en la figura 7.45. Entre los elementos encontrados en estos relaves se destaca el silicio, debido a que el material de cabeza contenía principalmente silicatos en roca de caja. Este elemento se encontró con un contenido de 21,14% en los relaves de Luis Gutiérrez, 16,50% en los relaves de Pueblito Mejía y 22,73% en los relaves del Cañaveral.

ELEMENTO	VALORES NORMALES EN SUELOS (%)
Pb	0,0010 – 0,0150
Zn	0,0025 – 0,0200
As	0,0005 – 0,0040

Por otra parte, en los relaves del Cañaveral y Pueblito Mejía, el azufre es el segundo elemento más abundante, con contenidos de 17,46% y 10,91%, respectivamente, mientras que en los relaves de Nigua, apenas se encontró 1,19%, que, como se mencionó en el análisis de material de cabeza, se atribuye a sulfuros que posiblemente no han sido captados en el beneficio de oro y han llegado hasta los relaves como residuos del proceso.

Figura 7.45. Elementos mayores contenidos en relaves de entables del municipio de Barranco de Loba detectados mediante la técnica de fluorescencia de rayos X

Figura 7.46. Elementos mayores contenidos en relaves de entables del municipio de Barranco de Loba, detectados mediante la técnica de fluorescencia de rayos X



Del mismo modo, en los relaves del Cañaveral, Pueblito Mejía y mina Nigua se observó un contenido de hierro de 12,00%, 8,36% y 3,10%, respectivamente, posible indicador de sulfuros de hierro que pueden oxidarse a sulfatos de hierro y generar posteriormente ácido sulfúrico, por lo que es importante tener en cuenta estos resultados para el manejo de relaves en la región.

Los otros elementos mayores detectados en los relaves de esos tres entables se encuentran por debajo de 2,49%, y corresponden a calcio, potasio, aluminio, plomo, zinc y arsénico. Los tres primeros pueden contribuir a procesos de neutralización de ácidos, por sus propiedades alcalinas y anfóteras. Pero su baja concentración, en comparación con la de azufre y de hierro, no es suficiente para neutralizar los ácidos, y estos relaves podrían tender a generar drenajes ácidos que afectarían la flora y la fauna de la zona.

Por último, el plomo, zinc y arsénico detectados evidencian su movilidad desde la remoción de las menas hasta dichos residuos, y se han acumulado en cantidades de 0,14%, 1,45% y 1,58% de plomo, 0,21%, 1,64% y 1,68% de zinc y 0,33%, 0,20% y 0,258% de arsénico en los relaves de los entables de mina Nigua, Pueblito Mejía y Cañaveral, respectivamente. Estos metales exceden los límites de los rangos estimados normales de estos elementos traza en suelos (Galán Huertos y Romero Baena, 2008).

Norosí

Aplicando la técnica de FRX se analizó la composición porcentual de elementos mayores en relaves de los entables de beneficio de Buena Señá y La Brinca. En el compost de relaves de Buena Señá se encontró principalmente silicio, en un 20,56%, mientras que en los relaves de La Brinca este elemento es el tercero más abundante (11,78%). Su cantidad se explica porque estos residuos provienen del material de cabeza procesado con contenido principalmente de aluminosilicatos (figura 7.27), tal y como se evidencio en material de cabeza de La Esperanza, en Buena Señá y Rancho Quemado, que se encuentran en una zona donde se espera que la mineralogía sea similar a la de La Brinca.

El segundo elemento más abundante en los relaves de La Brinca es el azufre, con contenidos del 13,17%, mientras que en los relaves de las tinas comunitarias de Buena Señá este elemento es el quinto elemento en abundancia, con concentraciones del 0,83%. Esto se debe a que en el material de mena del sector de Buena Señá, por ejemplo, en el de La Esperanza, los contenidos de azufre presentan valores de 0,62%, mientras que en el material de mena de La Brinca, ubicado en una zona cercana a Rancho Quemado, pueden presentarse valores similares de azufre, con contenidos de alrededor de 10,71% (figura 7.27). Estos resultados de los relaves de La Brinca y Buena Señá dejan ver que en el beneficio no se logra captar el azufre como sulfuro cuando se aplican procesos de gravimetría, por lo que se observa una acumulación de azufre en relaves con cantidades similares al contenido de material de cabeza.

Además, en los relaves comunitarios de Buena Señá y La Brinca se encontraron contenidos de hierro 6,74% y 13,28%, respectivamente, lo que hace de este metal el segundo elemento que más abunda en dichos relaves, lo que es congruente con los resultados de cabeza, y se atribuye a residuos de sulfuros de hierro que no logra captarse en el proceso de beneficio y a óxidos de hierro que se han podido formar en el proceso microbiano en condiciones ambientales y en contacto con oxígeno y agua (Ouyang *et al.*, 2019).

El tercer elemento más abundante en los relaves de Buena Señá y el quinto en los relaves de La Brinca es el aluminio, mientras que el potasio es el cuarto y sexto elemento que más abunda en estos relaves, respectivamente, lo que se explica por el contenido de aluminosilicatos de potasio en el material de mena de esa región. El contenido de aluminio en los relaves de Buena Señá es de 1,79%, y en La Brinca, de 4,45%, así como el contenido de potasio es de 1,39% en relaves de Buena Señá y 3,54% en los de La Brinca.

En estos últimos, el cuarto elemento en abundancia es el arsénico, con un contenido del 4,81%, que excede con mucho el rango normal de elementos traza en suelos: 0,0005% a 0,0040% (Galán Huertos y Romero Baena, 2008).

Por último, la técnica de FRX permitió determinar que el contenido de plomo y zinc en los relaves muestreados en La Brinca fue de hasta 1,28% y 2,93%, mientras que en los relaves de Buena Señá se encontró un contenido de hasta 0,08%, lo que deja en claro que el proceso de beneficio de La Brinca tiende a favorecer la acumulación de estos elementos, que pueden llegar a afectar el medio ambiente debido a que se encuentran por encima del rango normal de elementos traza en suelos (Galán Huertos y Romero Baena, 2008).

Por otra parte, los elementos traza cuantificados mediante FRX en Buena Señá y La Brinca permitieron determinar que el cobre y el cadmio en los relaves de La Brinca exceden los rangos normales de elementos traza en suelos (Galán Huertos y Romero Baena, 2008), pues se encontró cobre en cantidades de 586,58 ppm y cadmio en 167,66 ppm, lo que puede ser negativo para el medio ambiente, especialmente en los alrededores de este entable.

Figura 7.47. Elementos mayores contenidos en relaves de entables del municipio de San Martín de Loba, detectados mediante la técnica de fluorescencia de rayos X

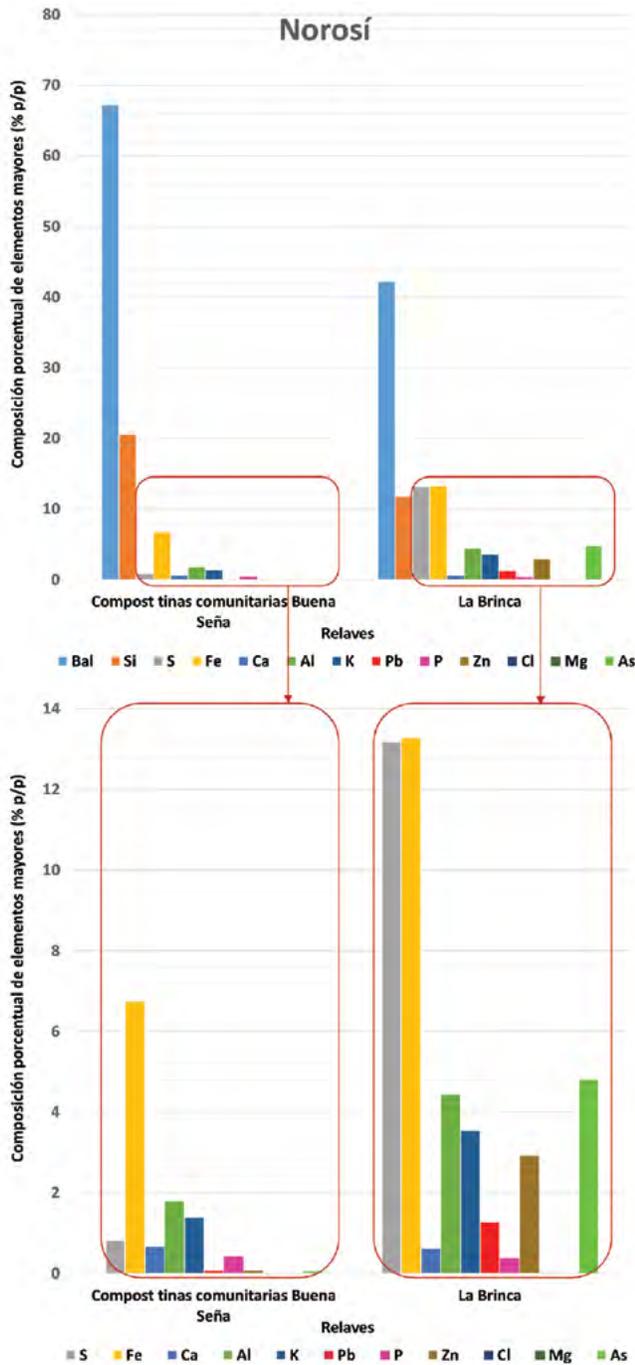
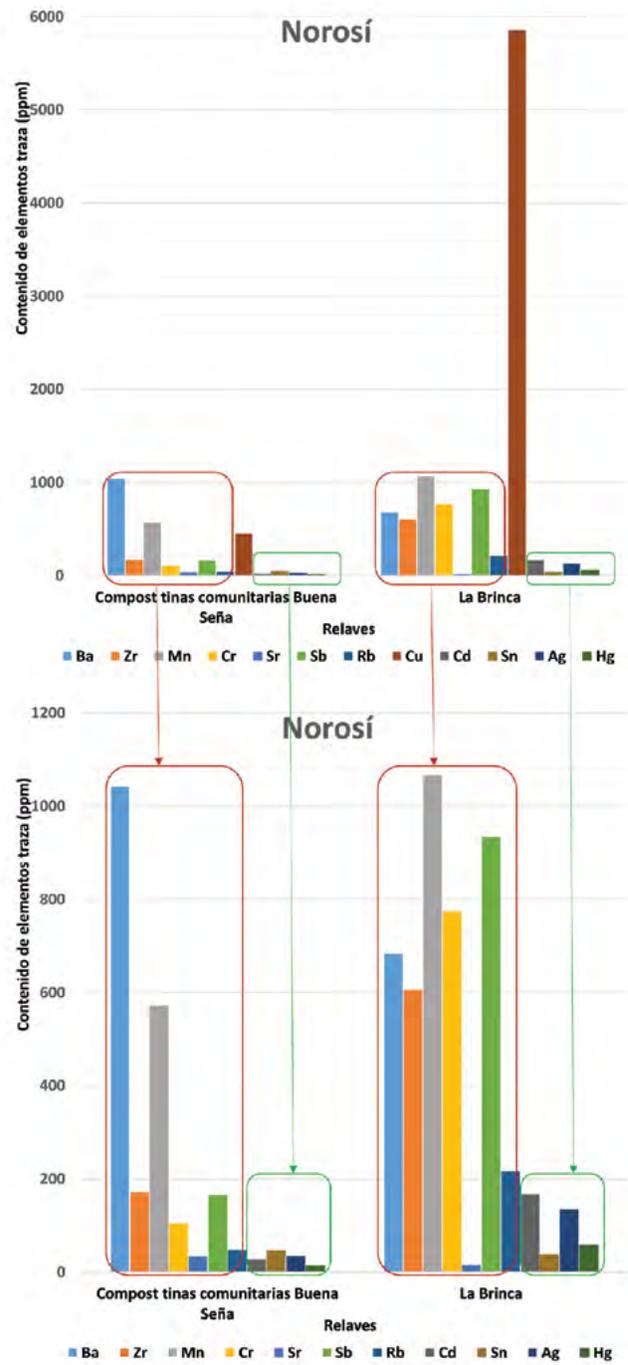


Figura 7.48. Elementos traza contenidos en relaves de entables del municipio de San Martín de Loba, detectados mediante la técnica de fluorescencia de rayos X



7.5.4.2. DETERMINACIÓN DE MERCURIO POR ESPECTROFOTOMETRÍA DE ABSORCIÓN ATÓMICA EN RELAVES

La toxicidad es la capacidad que tienen algunas sustancias para provocar daños en los organismos vivos. Si ponen en peligro la salud o implican un riesgo para la seguridad o el medio ambiente, se denominan sustancias nocivas, y cuando la posibilidad de causar daños es alta y estos son graves, se conocen como sustancias tóxicas. Dada la toxicidad del mercurio para los seres humanos y para otros organismos vivos, como plantas, animales vertebrados e invertebrados y microorganismos, es pertinente cuantificar su presencia en los depósitos de relaves

para relacionar el uso de este metal en el proceso de beneficio de oro, su acumulación y la posibilidad que tiene de generar efectos perjudiciales, de acuerdo con la literatura referenciada.

En las figuras 7.49 a 7.52 se presentan los resultados de la determinación de mercurio en el material de residuo del proceso de beneficio de las plantas y entables de los distritos mineros de San Martín de Loba, Barranco de Loba, Tiquisio y Norosí.

El relave de El Caño, del que se trata en el ítem 7.4.1.1 (figura 305B), presenta una concentración de mercurio de 0,236 mg/kg, que no se interpreta como una señal de alarma ambiental, ya que, según estudios realizados por autores como Acosta Álvarez (2007) y Kabata Pendias (2001), para el desarrollo adecuado de plantas el nivel de Hg en el suelo debe estar entre 1 y 3 ppm. En la figura 7.49 se puede observar el resultado de la cuantificación del analito mencionado en las muestras de relaves tomadas en una planta de La Chiva. Las cuatro muestras se diferencian por el tiempo de generación en la planta; así, el relave 1 es el más reciente, y el 4, el más antiguo (ocho meses), y se observa una relación directa entre el tiempo de exposición y la concentración de Hg; esto se puede asociar a la acumulación del mercurio que, al estar expuesto al ambiente, se moviliza y se concentra, o a la cantidad de material que se ha llevado a las pilas de relaves, lo cual hace que haya una variación en la cantidad de Hg que se lleva a disposición junto con el material libre de oro. En todos los casos se puede inferir una alta contaminación y riesgo para los organismos vivos, ya que los niveles de mercurio cuantificados se encuentran muy por encima del valor de referencia tomado de los estudios ya mencionados.

La figura 7.50 muestra la cuantificación de mercurio en los relaves tomados en uno de los entables de Mina Nigua y en Pueblito Mejía. Un hecho similar al presentado en el caso de los relaves de La Chiva, en San Martín de Loba, ocurre en Mina Nigua, en donde la concentración de mercurio aumenta en las pilas de relaves a medida que su tiempo de generación es mayor. En la pila 4 se

Figura 7.49. Resultados de determinación de mercurio en relaves El Caño y La Chiva, sectores mineros de San Martín de Loba

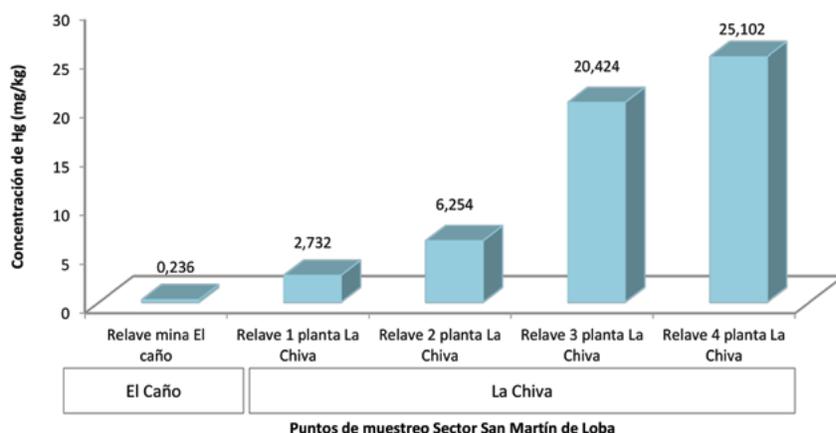


Figura 7.50. Resultados de determinación de mercurio en relaves Mina Nigua y Pueblito Mejía, sectores mineros de Barranco de Loba

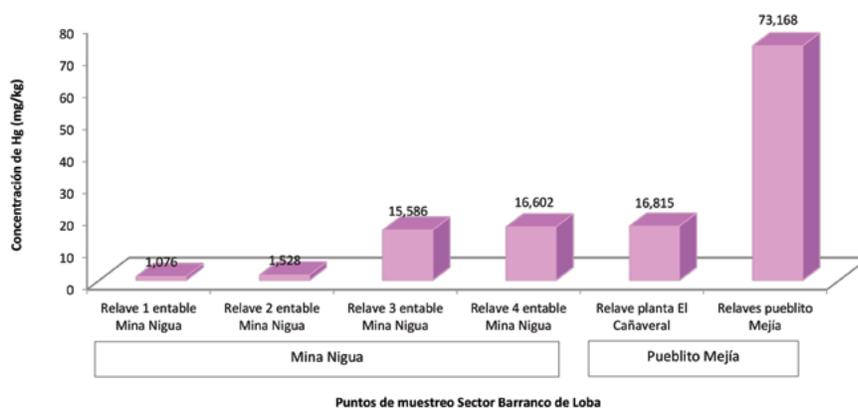
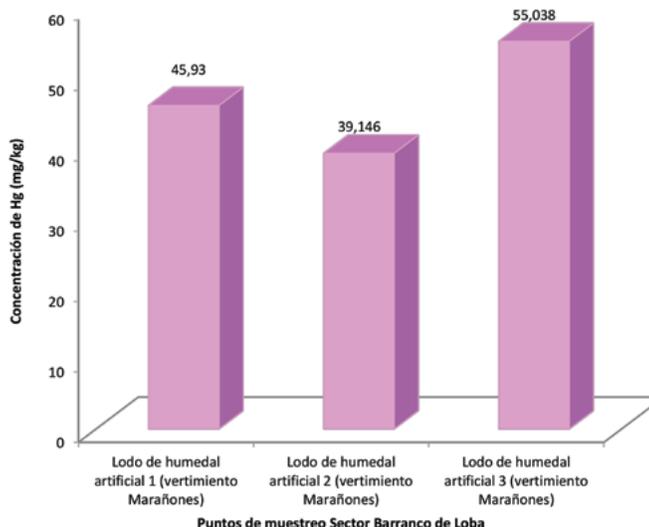


Figura 7.51. Resultados de determinación de mercurio en lodos de la planta Marañones, en Barranco de Loba



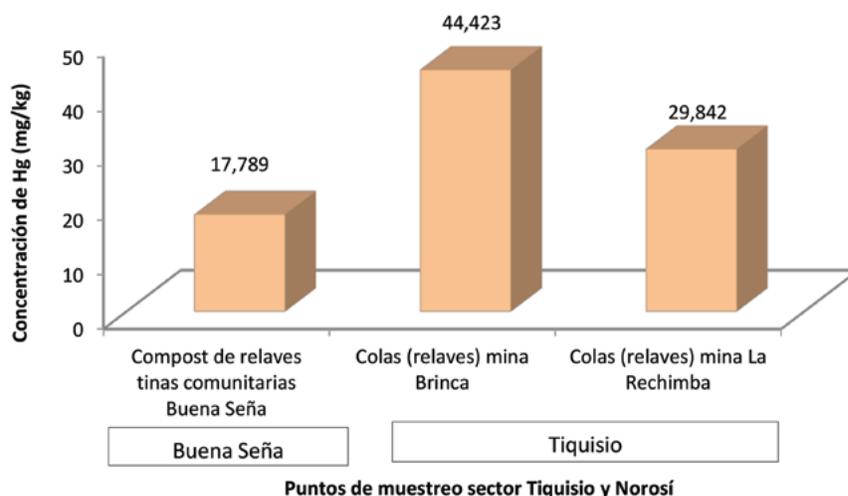
cuantificaron 16,602 mg/kg de mercurio; en la pila 3, 15,586 mg/kg, y en las 1 y 2 los niveles de mercurio se encuentran por encima de 1 ppm y por debajo de 2 ppm. En los relaves tomados en la planta El Cañaveral y de los relaves comunitarios de Pueblito Mejía, se midieron 16,815 y 73,168 ppm, respectivamente. Los valores obtenidos se relacionan directamente con el uso prolongado del metal en el proceso de beneficio de oro, y se infiere que existe una disposición no controlada del mismo, lo cual hace que se encuentre expuesto al ambiente y el agua, contaminándolos, y poniendo en riesgo la salud humana, de la fauna y la flora.

Las muestras de relaves tomadas en Barranco de Loba presentan concentraciones de mercurio que, según el estudio realizado por Acosta Álvarez (2007), podrían afectar a los seres vivos, dado que se superan los 3 mg/kg.

En la figura 7.51 se muestran los resultados obtenidos en la determinación de mercurio en las muestras de lodo tomadas en los Humedales artificiales donde se recolectan los vertimientos de los procesos de la planta de Marañoses que se presentan en la fotografía 7.4C. Debido a que los humedales se forman por infiltración de los vertimientos de los barriles de amalgamación en el suelo, el contenido de mercurio es significativamente alto, con valores entre las 39 y 55 ppm. Adicionalmente, se tomaron muestras líquidas en las que el nivel de mercurio estuvo por debajo del límite de detección mediante la técnica de absorción atómica. Esto evidencia una decantación del metal hacia el fondo del humedal, donde, por no contar con una membrana que aisle el vertimiento del suelo, se acumula, y es probable que continúe movilizándose, expandiendo la contaminación y poniendo en riesgo la calidad del suelo, lo que finalmente afectará a las plantas y animales que se encuentran alrededor.

En Buena Señá, en el relave muestreado (fotografía 7.8C), se cuantificaron 17,789 partes por millón de mercurio, un valor que dispara una alerta, puesto que el nivel de toxicidad para las plantas y animales es alto, y puede implicar la inhibición de funciones metabólicas en caso de que haya bioacumulación de este metal y, posteriormente, se dé una biomagnificación. Además, el relave está dispuesto a la intemperie, lo que facilita la movilidad del mercurio en el medio. En la figura 7.52 se presentan los niveles de mercurio cuantificados en los relaves de mina Brinca y La Rechimba, ambos pertenecientes al sector de Mina Seca en el municipio de Tiquisio. Como se puede observar, se tienen concentraciones altas las cuáles se encuentran por encima de los valores de recomendación según la literatura.

Figura 7.52. Resultados de la determinación de mercurio en relaves comunitarios de Buena Señá, Norosí



7.5.4.3. PROCEDIMIENTO DE LIXIVIACIÓN CARACTERÍSTICA DE TOXICIDAD (TCLP)

Figura 7.53. Concentraciones de elementos con potencial peligroso, prueba TCLP

DESCRIPCIÓN	Pb (mg/kg)	Ag (mg/kg)	Cd (mg/kg)	Cr (mg/kg)
Relave intermedio, mina El Caño	2,7611	D. L. C.	0,0117	D. L. C.
Compost de relaves, mina La Chiva	11,9781	D. L. C.	0,3988	D. L. C.
Relave planta El Cañaveral	169,4445	D. L. C.	D. L. C.	D. L. C.
Relaves Pueblito Mejía	64,6004	D. L. C.	1,5371	D. L. C.
Compost de relaves planta Luis Gutiérrez	1,4101	D. L. C.	0,0407	D. L. C.
Colas (relaves) La Brinca	9,8059	D. L. C.	D. L. C.	D. L. C.
Colas (relaves) de mina Jaime La Rechimba	D. L. C.	D. L. C.	D. L. C.	D. L. C.
Compost de relaves, tinas comunitarias de Buena Señá	D. L. C.	D. L. C.	D. L. C.	D. L. C.

D.L.C. = Debajo de límite de cuantificación. EAA-Llama y GH. Thermo Scientific iCE 3000 Series.

La prueba TCLP se realizó en las muestras correspondientes a relaves de las plantas El Caño y La Chiva, de San Martín de Loba, El Cañaveral y acopio de relaves ubicados en Pueblito Mejía, y el entable de Mina Nigua, ambos, corregimientos de Barranco de Loba. En La Brinca y La Rechimba, de Tiquisio y de Norosí, se realizó la prueba TCLP al relave de la planta comunitaria de Buena Señá. En la figura 7.53 se presenta la descripción de las muestras tomadas y los resultados de la determinación de plata (Ag), plomo (Pb), cadmio (Cd), cromo (Cr) y mercurio (Hg), metales pesados de interés ambiental que se encuentran en la lista de contaminantes tóxicos según el Decreto 4741 de 2005 (Ministerio de Ambiente, 2005).

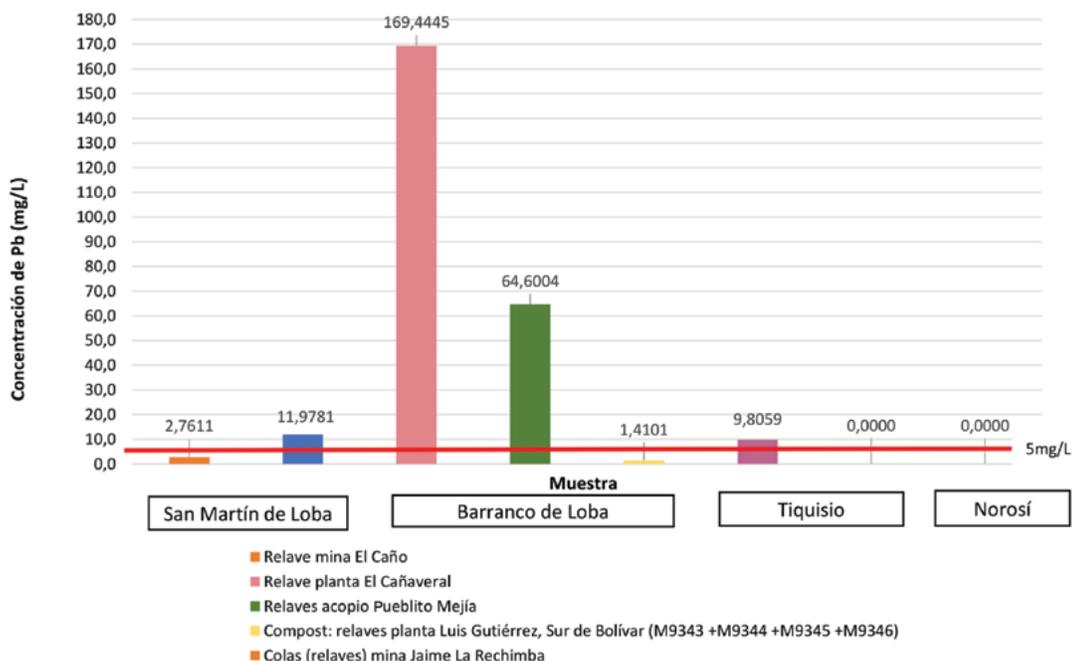
La presencia de plata, plomo, cadmio, cromo, mercurio, arsénico y otros metales pesados puede significar un riesgo tóxico para el ambiente y los seres humanos, dada su capacidad de producir efectos biológicos adversos, puesto que pueden bioacumularse y biomagnificarse en los seres vivos. En este caso se cuantificaron las concentraciones de Pb, Ag, Cd y Cr.

Los valores de los metales obtenidos mediante la prueba TCLP (figura 7.55) permiten conocer la liberación de estos en el ambiente cuando entran en contacto con fases líquidas. Estos resultados se comparan con los límites establecidos en el Decreto 4741 de 2005, “Por el cual se reglamenta parcialmente la prevención y manejo de los residuos o desechos peligrosos generados en el marco de la gestión integral”, y se establecen las concentraciones máximas permisibles en la prueba para clasificar el residuo como peligroso o no peligroso (Ministerio de Ambiente, 2005).

De acuerdo con los resultados presentados, en ninguna de las muestras tomadas en campo existe una concentración detectable mediante la técnica de espectrofotometría de absorción atómica de plata ni de cromo. Esto puede deberse a una concentración baja de estos elementos, por lo que su lixiviación no es cuantificable por medio de la técnica empleada. De igual forma, en el relave de La Rechimba y de las tinas comunitarias de Buena Señá no se cuantificó ninguno de los metales estudiados, por lo que pueden considerarse no tóxicos.

En la figura 7.55 se presentan las concentraciones en el lixiviado de plomo, analitos detectados por el equipo de espectrofotometría de absorción atómica. Los resultados se compararon con los límites establecidos por la norma colombiana y se determinó que, en las muestras de relaves de La Chiva, El Cañaveral, Pueblito Mejía y La Brinca existe toxicidad asociada a la lixiviación de plomo, pues se exceden los 5 mg/L. En la muestra del relave de El Cañaveral, ubicado en Pueblito Mejía, se detectaron 169,4445 partes por millón de plomo, cantidad que supera 34 veces el valor permisible, y en el acopio de relaves de Pueblito Mejía, donde se cuantificaron 79,09 partes por millón del metal mencionado, hay 15 veces más Pb del admisible; estos son los valores más altos del muestreo químico ambiental. La alta lixiviación de plomo se asocia con la galena, que sufre procesos de fragmentación durante el procesamiento del material de cabeza.

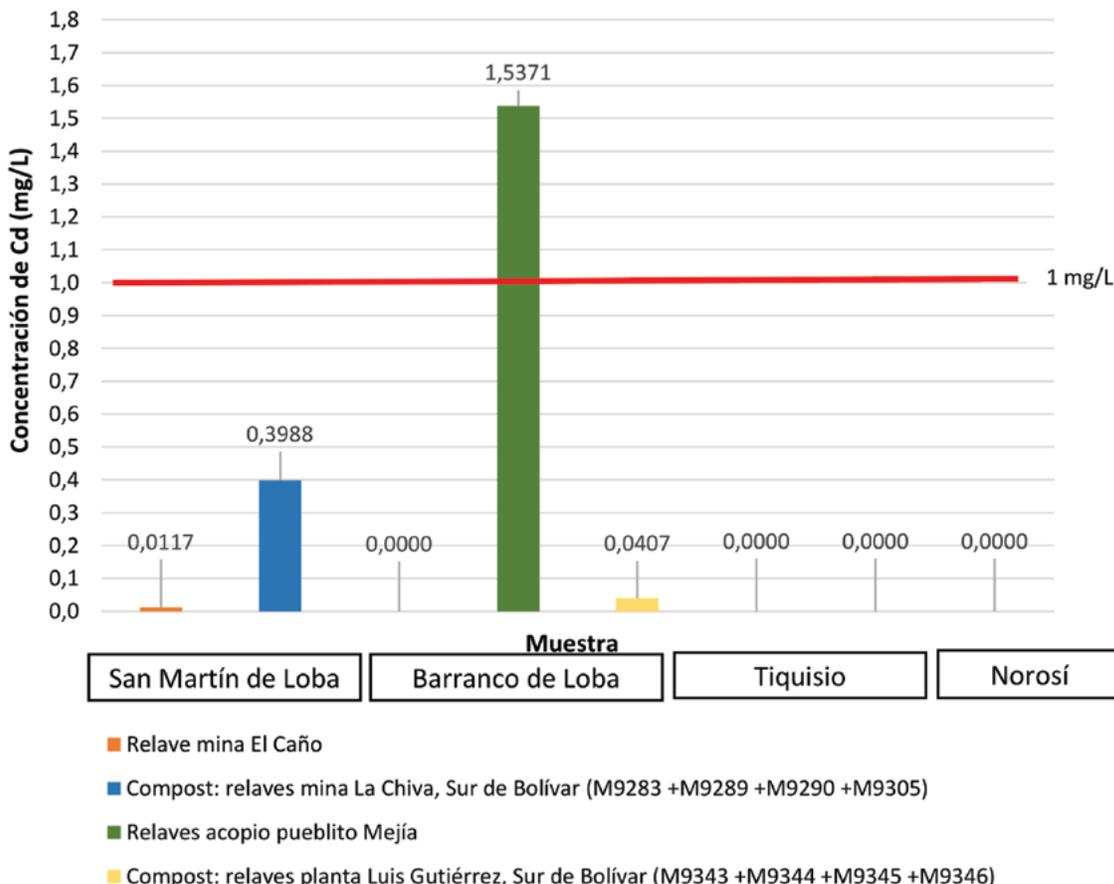
Figura 7.54. Resultados de determinación de Pb en el lixiviado



En la figura 7.55 se relaciona la cuantificación de cadmio en los relaves mencionados. Teniendo en cuenta lo dispuesto por la Resolución 4741 de 2005 (Ministerio de Ambiente, 2005), la muestra tomada en la zona de acopio

de relaves de Pueblito Mejía, en donde, según información obtenida en campo, distintas plantas llevan el material descartado en el proceso metalúrgico, presenta la concentración más alta de este analito, igual a 1,5371 mg/L, que supera en un 53,71% el valor límite permisible para este tipo de materiales, que es igual a 1 mg/L. El cadmio presente en los relaves se debe a minerales como la esfalerita, ya que este elemento y el Zn tienen características químicas similares y pueden asociarse con el azufre para formar sulfuros.

Figura 7.55. Resultados de determinación de Cd en el lixiviado



Es posible que la presencia de los metales analizados en el relave no implique una lixiviación de estos, como ocurrió con la plata y el cromo, puesto que pueden quedar inmovilizados en las pilas de desechos. Esto se debe a las características físico-químicas del suelo, como el pH y la mineralización de la zona, y a que los metales analizados se pueden hallar en una matriz cuarzosa que evita su lixiviación.

7.5.4.4. BALANCE ÁCIDO BASE (TEST ABA MODIFICADO) PARA LA PREDICCIÓN DEL DAM

Uno de los ensayos de laboratorio para predecir el DAM es el test ABA modificado, con el que es posible establecer un balance entre los componentes generadores y neutralizadores de drenaje ácido. Es una prueba estática con la que se obtiene la capacidad de generación de DAM, aunque no indica la medida en que se genera.

Figura 7.56. Procedimiento para calcular el potencial de neutralización (test ABA Modificado)



El potencial de generación de drenaje ácido se establece a partir del resultado del potencial de neutralización, cuyo procedimiento se muestra en la figura 7.56, y del potencial de acidez, que se determina a partir de la

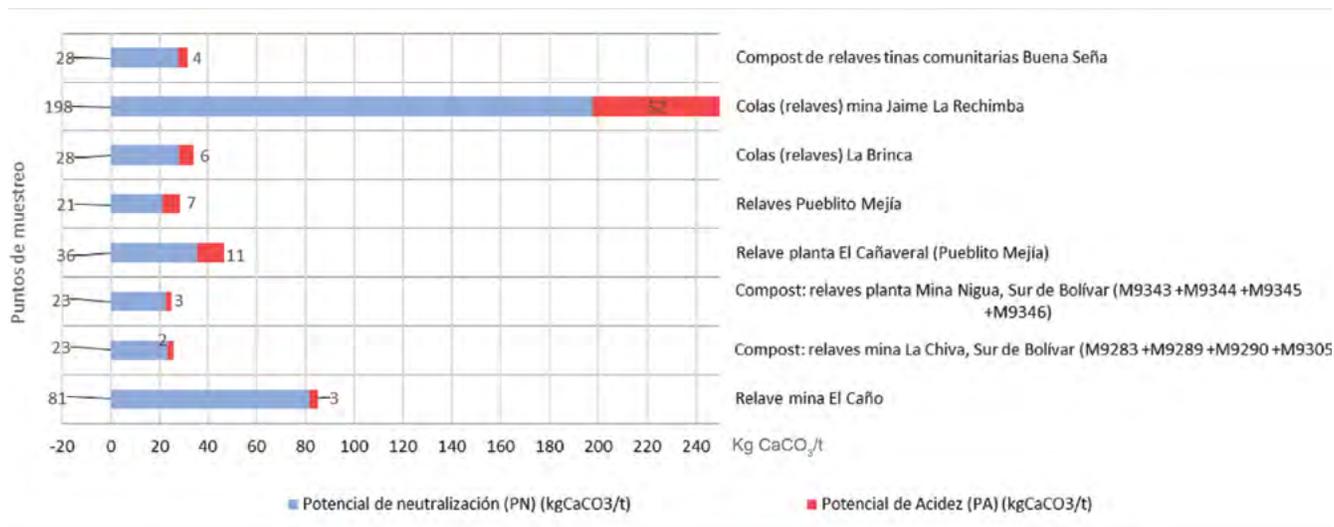
diferencia entre el azufre total y el azufre en forma de sulfatos, con lo que se obtiene el azufre como sulfuro, que tiene la capacidad de reaccionar con el medio. En la caracterización química ambiental se determinó la capacidad de generación de drenaje ácido de los relaves pertenecientes a las diferentes plantas de beneficio visitadas. En la figura 7.57 se consignan los códigos de identificación de las muestras, la descripción de estas, el valor de pH inicial de cada una medido en el laboratorio y el porcentaje de carbonatos determinado por titulación volumétrica.

Figura 7.57. Determinación de pH y concentración de carbonatos en muestras de relaves de las plantas de muestreadas en Sur de Bolívar

DESCRIPCIÓN	ZONA	pH EN LABORATORIO (UNIDADES)	CARBONATOS (%) CaCO ₃
Relave mina El Caño	San Martín de Loba	8,31	10,60
Compost: relaves mina La Chiva		6,99	8,53
Compost: relaves planta Mina Nigua	Barranco de Loba	8,08	8,03
Relave planta El Cañaverl (Pueblito Mejía)		8,96	15,40
Relaves Pueblito Mejía		6,77	8,20
Colas (relaves) La Brinca	Tiquisio (Mina Seca)	7,98	13,10
Colas (relaves) mina Jaime, La Rechimba		8,23	14,15
Compost de relaves, tinas comunitarias de Buena Señá	Norosí (Buena Señá)	8,2	8,18

Como se observa en la figura 7.57, en todos los casos, los valores de pH tienden a ser neutros y alcalinos, varían entre 6,8 y 9 unidades, y los carbonatos oscilan entre 8% y 15%. Esto significa que existe una concentración significativa de especies con capacidad de neutralizar la posible acidez generada por sulfuros polimetálicos reactivos que, al interactuar con el agua, el oxígeno y los microorganismos presentes, producen ácidos que disminuyen el pH del medio.

Figura 7.58. Determinación del potencial de acidez y de neutralización de relaves de Sur de Bolívar



Según lo presentado en la figura 7.58, el potencial de neutralización expresado en Kg CaCO₃ es superior al de acidez. Esto se debe a que el azufre en forma de sulfuros, con capacidad de generar sustancias ácidas, es bajo con relación a la concentración de carbonatos; es decir, minerales como la galena, calcopirita, pirita y esfalerita se encuentran entre 0,1% y aproximadamente 2%, según la liberación de sulfuros presentada en el capítulo sobre aspectos mineralógicos y la determinación de azufre total y sulfatos realizada en el laboratorio de química. A partir de estos datos se ha calculado un potencial neto de neutralización superior a 20, y una relación entre este potencial y el de acidez superior a 3 (CIMMT, 2007), por lo que la generación de drenaje ácido es baja.

7.5.5. DETERMINACIÓN DE MERCURIO EN VERTIMIENTOS

La finalidad del muestreo de los vertimientos es hacer una estimación general de los posibles impactos que estén generando un desequilibrio ambiental con el aporte de metales como el mercurio, complejos de cianuro y la

Figura 7.59. Concentración de mercurio en muestras de vertimientos de entables de San Martín de Loba, Barranco de Loba, Tiquisio y Norosí

DESCRIPCIÓN	PLANTA ASOCIADA	Hg (µg/L)
Vertimiento al laguito de las plantas	Planta de El Caño	D.L.C.
Vertimiento que cae a la ciénaga por tubería	Planta de El Caño	D.L.C.
Vertimiento del molino de pisones Wilson Payares	Planta de El Caño	D.L.C.
Vertimiento del molino de pisones José Elías Julio	Planta de El Caño	D.L.C.
Vertimiento de amalgamación	Planta de El Caño	D.L.C.
Vertimiento de cianuración	Planta de El Caño	D.L.C.
Vertimiento de entables de mina Santa Cruz, zona 1	Entables de mina Santa Cruz	D.L.C.
Vertimiento de la planta Pozo Rico, veredas del sector Mina Santa Cruz	Planta de Pozo Rico	D.L.C.
Vertimiento de la planta Luis Gutiérrez	Planta de Luis Gutiérrez	D.L.C.
Vertimiento final de entables de mina Nigua	Entables de mina Nigua	D.L.C.
Vertimiento de cocos de planta de Joan Alexander	Planta Marañones	D.L.C.
Vertimiento del planta El Cañaveral	Planta El Cañaveral	D.L.C.
Vertimiento de aguas de relaves de tinajas comunitarias	Planta del señor Haider	D.L.C.
Vertimiento a quebrada El Rosario producto de lavado de arenas con método aluvial	Vertimiento a El Rosario	D.L.C.
Vertimiento la relavera mina Brinca	Planta de mina Brinca	D.L.C.
Vertimiento después de cianuración de mina Piedra a quebrada La Escondida	Planta de mina Piedra	D.L.C.
Vertimiento de mina Piedra a la quebrada La Escondida	Planta de mina Piedra	D.L.C.

D.L.C. = Debajo de límite de cuantificación.

alteración del pH en las fuentes hídricas influidas. En la figura 7.59 se presentan los resultados de la cuantificación de Hg en las muestras tomadas en los entables visitados en los distritos mineros de San Martín de Loba, Barranco de Loba, Tiquisio y Norosí.

Se observó que en los procesos empleados se usa mercurio; por lo tanto, se esperaba que en los vertimientos muestreados esto se corroborara con los análisis químicos; sin embargo, la concentración estuvo por debajo del límite de cuantificación detectable mediante la técnica empleada. En todo caso, hay evidencias de mercurio en las muestras sólidas. Esto se podría relacionar con que, por ser un metal pesado, el mercurio tiende a depositarse en el fondo del receptor, en lugar de mantenerse en el medio líquido.

7.5.6. DETERMINACIÓN DE CIANURO EN MUESTRAS LÍQUIDAS

Se realizó el análisis de cianuro libre y cianuro total en las muestras de aguas en contacto con el sedimento activo, con el propósito de ver el comportamiento del ion en los afluentes y corroborar su presencia e influencia en el medio, tomando como punto de partida las plantas de beneficio. Ya que estas trabajan con sustancias químicas, hay que determinar si se debe mejorar el tratamiento de los residuos generados en el proceso de extracción de minerales, o considerar alternativas que contribuyan a minimizar las alteraciones negativas que esos procesos producen en el medio ambiente.

Por medio de análisis con titulación volumétrica, y previa destilación de la muestra, se realizó la determinación de cianuro libre y cianuro total en los vertimientos muestreados en los diferentes sectores del sur de Bolívar, con el propósito de ver el comportamiento del ion cianuro cuando es llevado a su disposición final y evaluar su presencia e influencia en el medio ambiente o en el lugar de almacenamiento.

Figura 7.60. Contenido de cianuro libre y cianuro total en las muestras de agua en contacto con sedimentos activos de los municipios de Barranco de Loba y Norosí

PLANTA ASOCIADA	CN ⁻ LIBRE (mg/L)	CN ⁻ Total (mg/L)	SECTOR
Vertimiento de la relavera de mina Brinca	100,00	100,00	Mina Seca
Vertimiento a quebrada El Rosario	105,00	105,00	Mina Seca
Vertimiento de cianuración mina Piedra a quebrada La Escondida	100,00	100,00	Mina Seca
Vertimiento de la planta El Cañaveral	100,00	100,00	Pueblito Mejía

Tomando como punto de partida las plantas de beneficio El Cañaveral y mina Brinca, y el entable de mina Piedra, se llevó a cabo una caracterización con el propósito de identificar la presencia de cianuro en las muestras de vertimientos provenientes de las zonas mencionadas. Teniendo presente que incluyen la técnica de cianuración en su proceso extractivo, es necesario identificar las concentraciones en esos residuos, con el fin de llevar a cabo un tratamiento o aplicar medidas correctivas para que las condiciones en las que se desarrolla este método metalúrgico estén controladas y sean las más adecuadas, de modo que se disponga de manera adecuada de los residuos generados en el proceso para la extracción de minerales con alternativas que contribuyan a minimizar alteraciones negativas del medio ambiente. De esta manera se cumplirían los requisitos exigidos en el artículo 10 de la Resolución 631 de 2015 (MinAmbiente, 2015), que expone los parámetros físico-químicos y los límites máximos permisibles de elementos tóxicos en aguas residuales no domésticas provenientes de la acción minera y vertidas en cuerpos de aguas superficiales.

En las determinaciones de cianuro total (libre y complejo) reportadas en la figura 7.60 se pueden observar las altas concentraciones en los vertimientos estudiados: en la planta de El Cañaveral y en mina Brinca se cuantificó en 100 mg/L de CN, y en el vertimiento directo de las colas de cianuración de mina Piedra se midieron 105 mg/L de CN, mientras el vertimiento general de la planta de mina Piedra sumó 100 mg/L de ese mismo elemento. Esta información permite identificar que los vertimientos en fuentes de agua tienen una concentración que excede los límites establecidos en el artículo 10 de la Resolución 631 de 2015 del Ministerio de Ambiente. En vista de que el volumen de los residuos es considerable, es necesario establecer un control o tratamiento periódico de esos materiales.

Es pertinente considerar que de los vertimientos muestreados, los relacionados con el entable de mina Piedra y la planta de mina Brinca tienen valores de pH propios de la muestra que están por debajo del pH ideal (10 unidades de pH) para mantener estable el ion cianuro (Pérez y Higuera, 2008), razón por la cual se considera que en el punto de muestreo ya se están generando reacciones de descomposición de cianuro libre por la aireación de la muestra y la exposición a las diferentes condiciones ambientales (Fajardo *et al.*, 2010).

7.6. RESUMEN DE RESULTADOS REPRESENTATIVOS DE LOS ANÁLISIS QUÍMICOS Y AMBIENTALES POR SECTORES DEL DISTRITO MINERO DE SUR DE BOLÍVAR

Figura 7.61. Caracterización química y ambiental de las muestras recolectadas en Marañones, Barranco de Loba

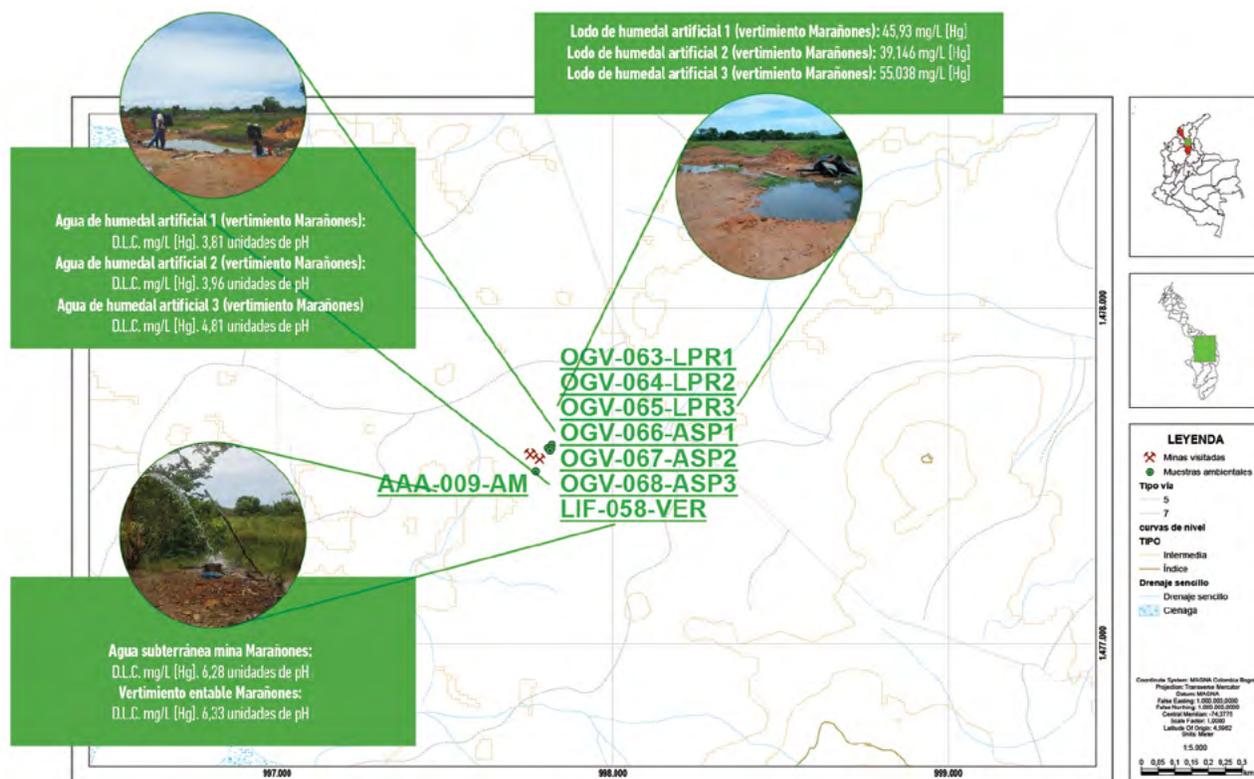


Figura 7.62. Caracterización química y ambiental de las muestras recolectadas en La Chiva y El Caño

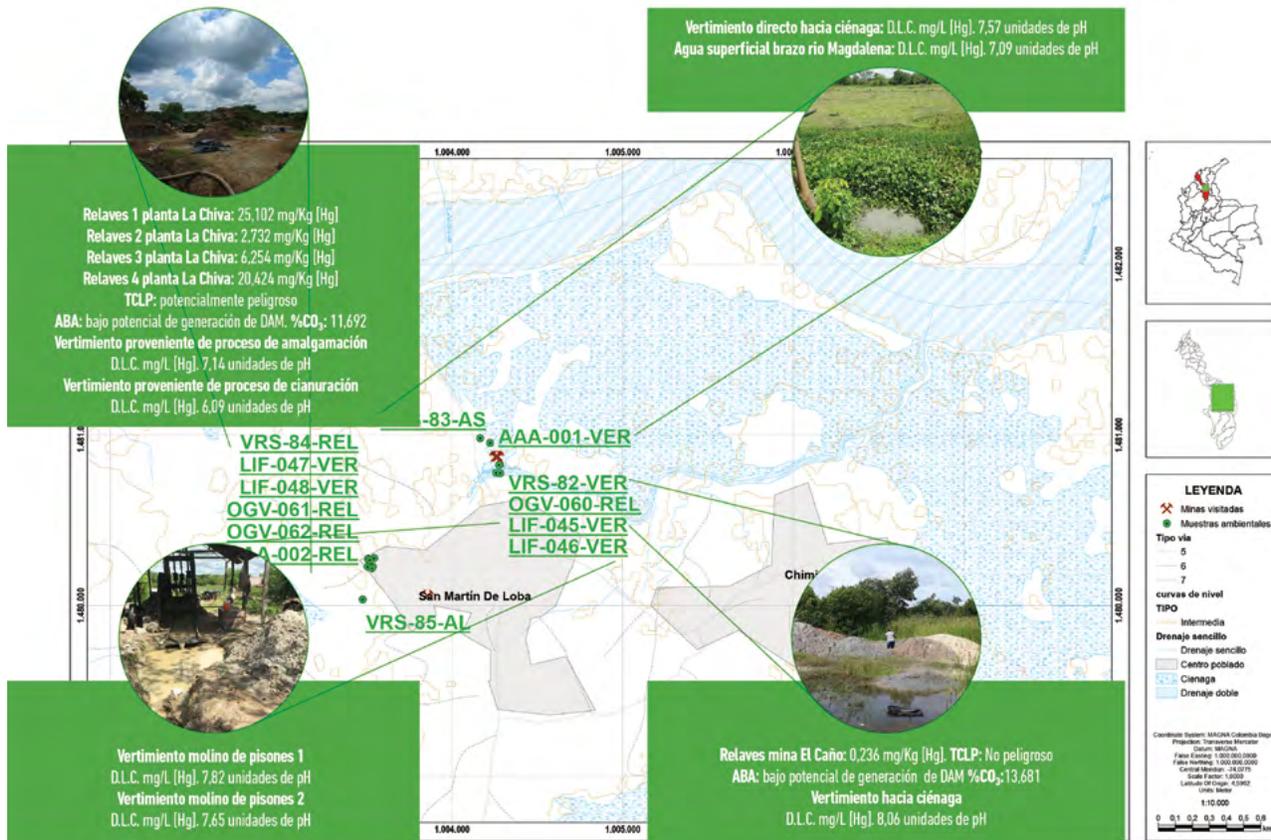


Figura 7.63. Caracterización química y ambiental de las muestras recolectadas en Mina Nigua, Barranco de Loba

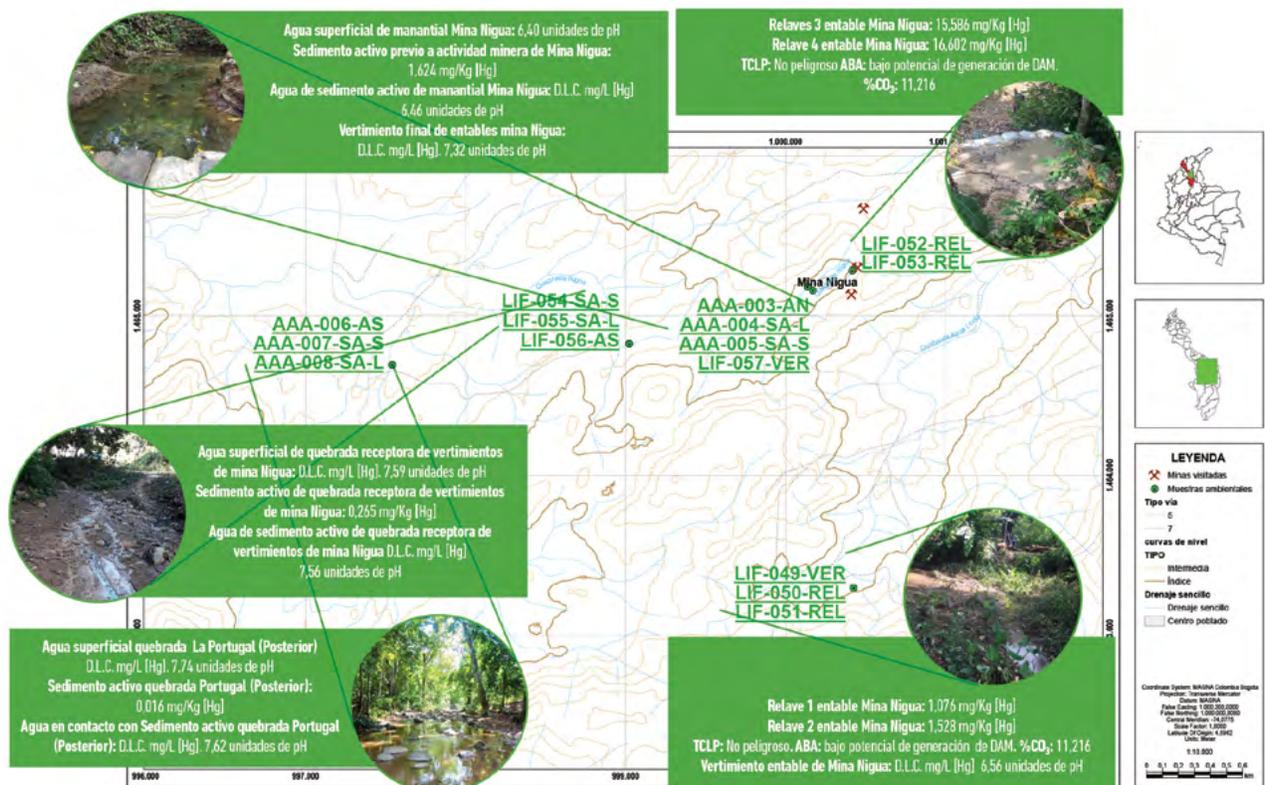


Figura 7.64. Caracterización química y ambiental de las muestras recolectadas en Pueblito Mejía, Barranco de Loba

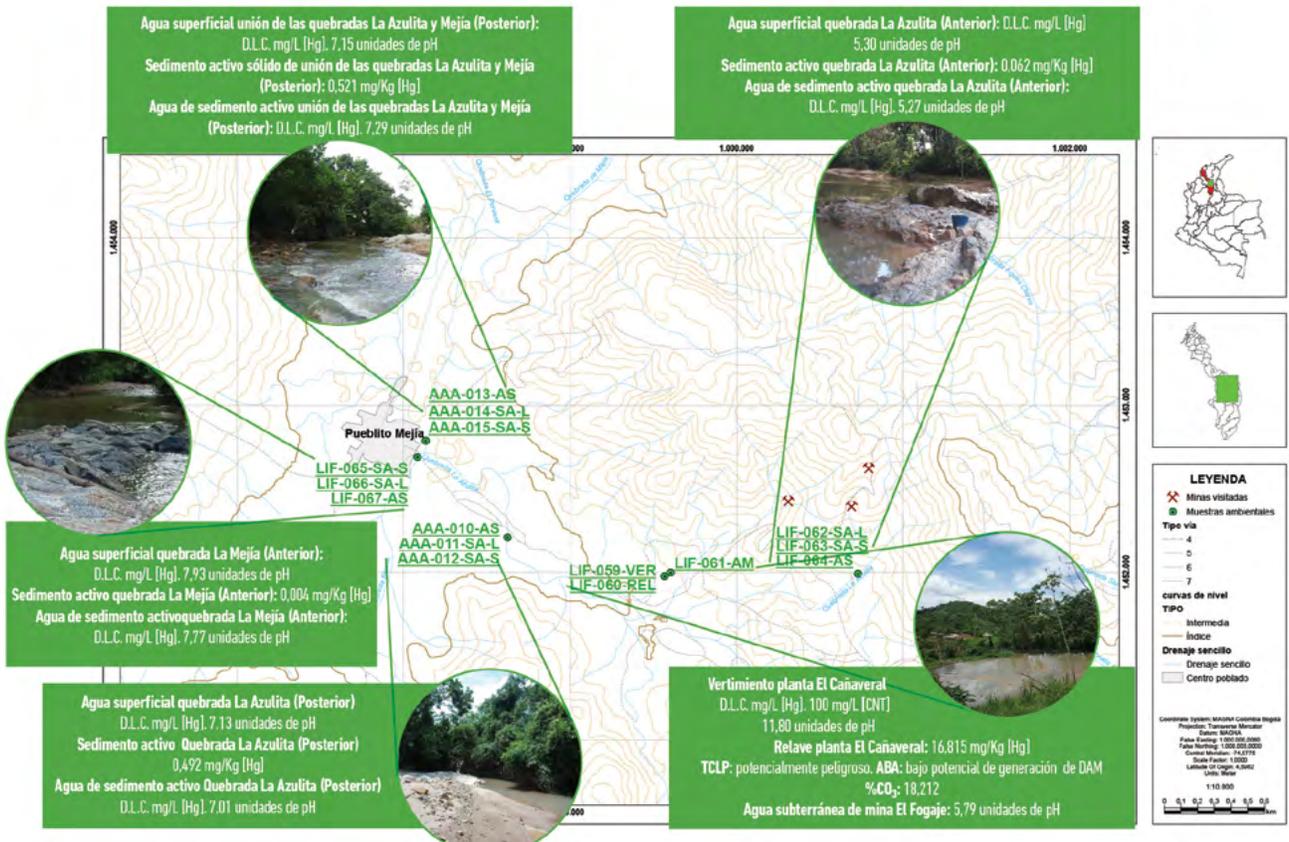


Figura 7.65. Caracterización química y ambiental de las muestras recolectadas en Mina Seca, Tiquisio

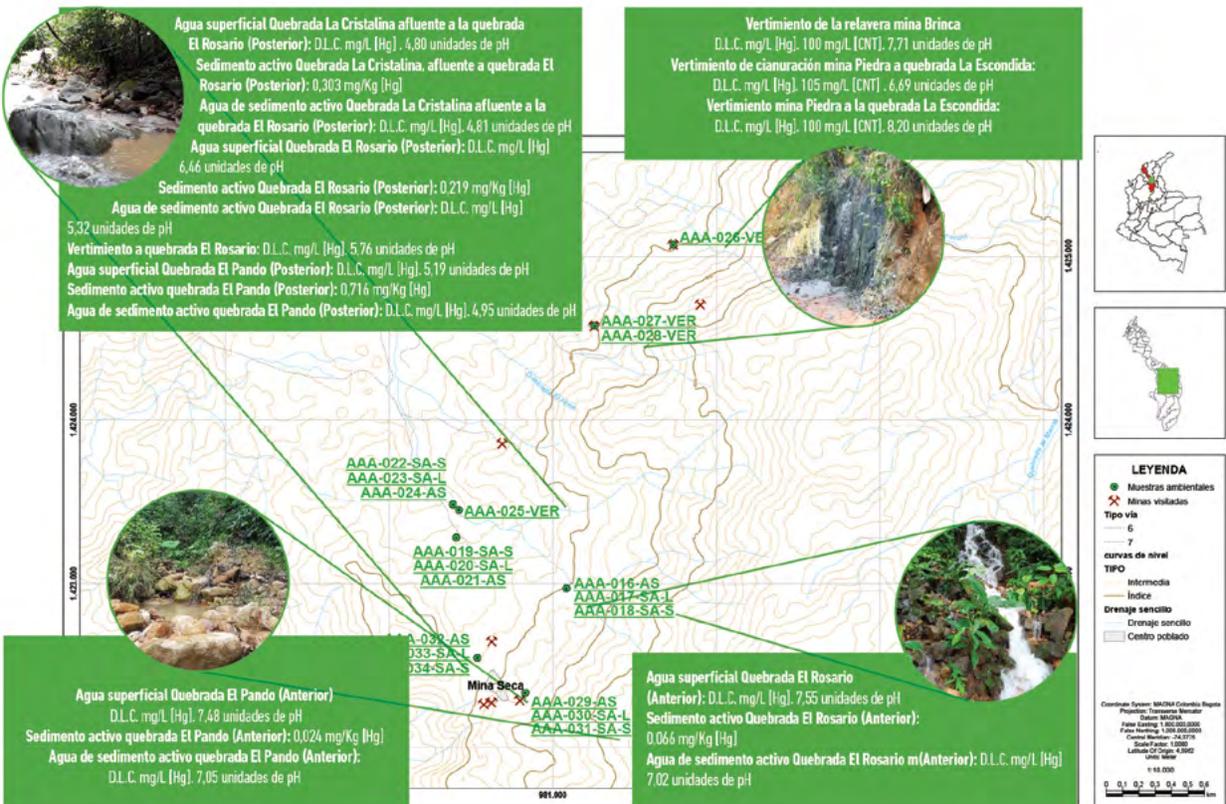
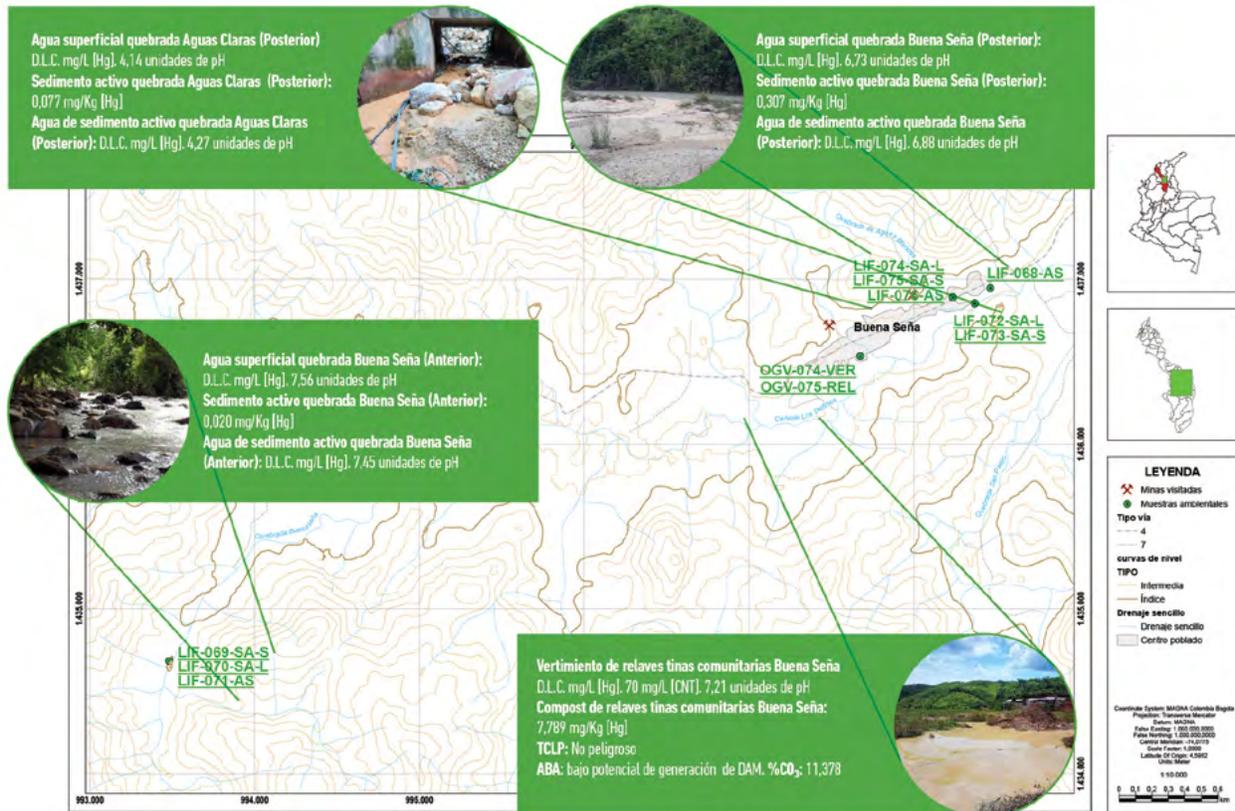


Figura 7.66. Caracterización química y ambiental de las muestras recolectadas en Buena Señá, Norosi



7.7 CONCLUSIONES EN ASPECTOS QUÍMICO-AMBIENTALES

- En los sectores de El Caño y Santa Cruz se presenta la mayor tendencia básica en todos los valores de pH determinados en las muestras líquidas. Esta característica se atribuye inicialmente al contenido de elementos alcalinos, como el calcio y el potasio, presentes en los materiales iniciales de procesamiento. Al terminar la etapa de extracción aumenta el contenido de estos elementos en los relaves, lo que neutraliza el medio y evita que se generen vertimientos ácidos y alteración en las aguas superficiales influidas.
- En el sector de Mina Seca, uno de los vertimientos derivados de procesos de cianuración presenta valores de pH con alcalinidad moderada, y otro, pH levemente ácido; ambos tienen contenido de cianuro. Estas dos condiciones pueden dar como resultado, principalmente, una descomposición de cianuro libre por las condiciones de exposición en las que se encuentra, lo que generaría y liberaría al medio ácido cianhídrico, que es un compuesto tóxico. Otro efecto deriva de la disponibilidad de cianuro libre, que propicia la formación de complejos con el mercurio disponible; esto se debe a que los tres sectores mencionados tienen altas concentraciones de mercurio en los relaves.
- En la planta Marañones, las aguas de los pozos recolectores de material amalgamador presentan valores de pH ácidos. Esta condición se genera por la composición mineralógica del material, que tiene un alto contenido de sulfuros (calcopirita, pirita y marcasita, liberados en Marañones), que son compuestos que, al quedar expuestos, tras ser liberados en los procesos de moliendas o diferentes tratamientos previos a la amalgamación, presentan reacciones de oxidación, que a su vez generan acidez en el medio.
- El análisis de mercurio en los sedimentos activos muestreados aguas abajo de las quebradas La Azulita y La Mejía, de Pueblito Mejía, municipio de Barranco de Loba, y los sedimentos de las fuentes hídricas estudiadas en mina Nigua, tanto en puntos previos como posteriores a la actividad minera, puso en evidencia la presencia de este analito en concentraciones superiores a las recomendaciones canadienses y estadounidenses (0,17 mg/kg) (Gaudet *et al.*, 1995; MacDonald *et al.*, 2000). Los valores obtenidos en el último caso se pueden relacionar con actividad minera previa a los puntos de muestreo, aguas arriba de los procesos de beneficio de oro centralizados, y evidencian que en los dos corregimientos homónimos de las quebradas existe un uso continuo de este metal.
- Algo similar ocurre en los sedimentos activos de los puntos bajos de las quebradas El Rosario y El Pando, de Mina Seca, en Tiquisio, y en Buena Señá, de Norosí, donde, a partir de la cuantificación realizada por la técnica de absorción atómica, se confirmó una acumulación significativa de mercurio. Los efectos dañinos en especies vivas podrían presentarse en los sectores mencionados, dado que las cantidades de mercurio sobrepasan el nivel de efecto umbral (0,18 mg/kg). Esto indica que el mercurio empleado, bien sea en el presente o antiguamente, en el beneficio de oro se ha movilizó hacia los sedimentos activos de las quebradas en las que se realizan vertimientos, lo cual implica la contaminación del medio, que afecta a los organismos vivos presentes.
- Por otro lado, los niveles de mercurio cuantificados en las aguas superficiales y en las resultantes del proceso de filtración del sedimento activo estuvieron por debajo del límite de detección mediante la técnica de absorción atómica, lo cual puede deberse a que el mercurio, por ser un metal pesado, tiende a depositarse. Además, los valores de pH de las fuentes hídricas, que tienden a ser ligeramente básicos y neutros, reducen la estabilidad del mercurio en el medio líquido.
- En la caracterización de los relaves, la determinación de mercurio es fundamental para identificar el curso de este metal en la parte final del proceso metalúrgico, es decir, en el material que se descarta. En todas las muestras tomadas en San Martín de Loba (El Caño y La Chiva), en Barranco de Loba (Mina Nigua, Marañones y Pueblito Mejía), en Tiquisio (Mina Seca) y en Norosí (Buena Señá) se obtuvieron concentraciones de Hg que, según estudios en los que se recomienda valores entre 1 y 3 mg/kg en suelos, implican riesgo de toxicidad para los organismos vivos, incluidos los seres humanos, y contaminarían los recursos naturales de suelo y agua, hacia donde este metal puede movilizarse favorecido por la escorrentía.
- El contacto directo de los relaves con el agua proveniente de las precipitaciones, y la naturaleza ácida de las especies presentes en ellos, facilita la movilidad de cationes metálicos. Debido a ello es necesario evaluar la disposición de dichos relaves y mitigar el impacto ambiental que generan por su toxicidad. Al realizar la prueba de lixiviación característica de toxicidad (TCLP) se encontró que en las muestras de relaves de La Chiva (San Martín de Loba), la zona de acopio de relaves de Pueblito Mejía, de la planta El Cañaverál (Pueblito Mejía, Barranco de Loba) y de La Brinca (Mina Seca, Tiquisio) se presentan concentraciones elevadas de plomo, que sobrepasan los límites permisibles establecidos en el Decreto 4741 de 2005 (5 mg/L). En todos los

casos esto se asocia con la presencia de minerales que contienen este analito. De igual manera, en la zona de acopio de relaves de Pueblito Mejía se cuantificó una concentración de cadmio que supera en un 54% el límite propuesto por la misma norma (1 mg/L). Así pues, las muestras mencionadas pueden considerarse tóxicas.

- La aplicación del test ABA modificado permitió establecer la potencialidad de los relaves de El Caño y La Chiva, de San Martín de Loba, de Mina Nigua, El Cañaveral y Pueblito Mejía, en Barranco de Loba, Mina Piedra y Mina Brinca, en Tiquisio, y de Buena Señá, en Norosí, de generar o no drenaje ácido de minas. Todas las muestras analizadas presentan un bajo potencial de neutralización debido a la concentración alta de carbonatos capaces de neutralizar la acidez generada por sulfuros metálicos que se encuentran en la composición mineralógica de la zona, tales como pirita, calcopirita, galena y, en menor proporción, esfalerita. Esto se puede constatar con las mediciones de pH, cuyos valores son alcalinos y neutros.
- En el proceso extractivo del oro empleado por plantas de beneficio como alternativa al mercurio se utiliza la cianuración como método eficiente para obtener el metal precioso. Sin embargo, el cianuro no deja de ser dañino para los organismos acuáticos y terrestres, puede persistir en el ambiente por periodos prolongados de tiempo y también es tóxico. Debido a su alta concentración en los vertimientos estudiados en las plantas de Pozo Rico (Santa Cruz), Buena Señá, mina Brinca, mina Piedra, mina Nigua, La Chiva y El Cañaveral, se debe minimizar su uso mediante métodos alternativos de tratamiento o almacenamiento.
- Según la Resolución 631 de 2015 de MinAmbiente, no se deben sobrepasar los valores máximos permisibles en vertimientos puntuales procedentes de minas de oro. En el caso del cianuro total, cuyo límite máximo es 1,00 mg/L, muestras como la de mina Piedra, en la que se cuantificaron 105 mg/L, superan cien veces lo establecido por la normativa. En todas las muestras analizadas se presenta algo similar, y se resalta que la concentración de cianuro libre es igual a la total, dado que no se cuantificó cianuro complejo. Se recomienda llevar a cabo un pretratamiento y control de desechos, cuya disposición debe cumplir los requisitos ambientalmente estipulados para minimizar la concentración de dicho elemento.
- En el material de cabeza de los entables muestreados en la visita realizada al sur de Bolívar, mediante la técnica de FRX se encontró que el contenido de azufre varía entre 10,70% y 14,75% únicamente en cuatro entables: Fuentes (9,44%), Marañoses (10,70%), Rancho Quemado (10,71%) y Pozo Rico (14,75%), que se encuentran en una misma zona, que abarca gran parte de Barranco de Loba, donde se detectó una cantidad relevante de sulfuros. En cambio, las muestras de material de cabeza de los entables restantes (El Caño, La Chiva, Nigua, La Fe, Manuel Suárez y La Esperanza) apenas presentaron entre 0,62% y 2,02% de azufre, lo que se interpreta como un indicador de baja presencia de sulfuros.
- De acuerdo con los resultados de FRX, en el material de cabeza de los entables Marañoses, Fuentes y Pozo Rico se presenta el mayor contenido de zinc de los sitios muestreados en el sur de Bolívar. Considerando el contenido de azufre en estos tres entables, se puede correlacionar con sulfuros de zinc como la esfalerita.
- Según los resultados generados por FRX, en el material de cabeza de Marañoses se destaca el cobre, que, si se relaciona con la cantidad de hierro y azufre presentes en el mismo material, se puede asociar a la mineralización de calcopirita en la mena trabajada por este entable.
- El plomo es uno de los elementos menores detectados mediante FRX que más se destacan en el material de cabeza trabajado en los entables visitados y muestreados en el sur de Bolívar, principalmente en los entables de Fuentes, Pozo Rico y La Fe. Este elemento también se encontró en los sedimentos activos de las quebradas aledañas a esos mismos entables. Según indican los resultados, su acumulación en dichos sedimentos es principalmente de origen geogénico.
- De acuerdo con los resultados de FRX obtenidos de los sedimentos activos de las quebradas muestreadas en el sur de Bolívar, no hay acumulación de elementos relacionados con los procesos de beneficio de oro aguas abajo de los sitios donde se encuentran los entables o plantas de beneficio.

Por otro lado, los niveles de mercurio cuantificados en las aguas superficiales y en las resultantes del proceso de filtración del sedimento activo estuvieron por debajo del límite de detección mediante la técnica de absorción atómica, lo cual puede deberse a que el mercurio, por ser un metal pesado, tiende a depositarse. Además, los valores de pH de las fuentes hídricas, que tienden a ser ligeramente básicos y neutros, reducen la estabilidad del mercurio en el medio líquido

7.8. RECOMENDACIONES

- Los depósitos de relaves, al contener metales pesados como arsénico, plomo, mercurio, cromo, zinc y cadmio, entre otros, son intrínsecamente peligrosos para la salud y el ambiente. En contacto con los cauces de ríos, todos los compuestos tóxicos presentes pueden tener efectos graves en la biodiversidad. Dadas las condiciones en que se encuentran los depósitos de relaves del proceso de beneficio de oro, se recomienda diseñar áreas destinadas para tal fin, con la infraestructura adecuada para evitar la exposición de minerales a los fenómenos ambientales como las precipitaciones y la meteorización, que promueven la generación de drenaje ácido de mina y la movilidad de metales pesados, con la consecuente pérdida de la biodiversidad debida a agentes contaminantes.
- Existen algunas opciones en estudio para contrarrestar los impactos ambientales de los relaves, como la fitorremediación, la fitoestabilización y el reprocesamiento de minerales, de manera que se recomienda realizar investigaciones en estas áreas.
- La disposición de vertimientos con altos contenidos de cianuro, sin previo tratamiento o control, genera las condiciones para la formación de complejos metálicos con el anión (CN⁻), principalmente los que se forman con el mercurio, y que dan como resultado los complejos (Hg(CN)₂ y Hg(CN)₄), que son muy estables y de difícil remoción. Estos complejos pueden ser de formación orgénica o ser el resultado de procesos metalúrgicos extractivos. Una de las técnicas empleadas para disminuir la concentración de cianuro libre al medio ambiente consiste en tratar las colas cianuradas con peróxido de hidrógeno (H₂O₂), con el propósito de descomponer de forma segura el cianuro libre, evitando así la generación de ácido cianhídrico (gas tóxico) y la formación de complejos metálicos (Nava-Alonso *et al.*, 2007).
- Para el pretratamiento de los residuos líquidos de la minería de oro se pueden tomar acciones como llevar un control periódico, hacer mediciones de los residuos generados y, asimismo, buscar la minimización de las concentraciones de cianuro en el momento en que son desechadas o almacenadas; para esto último se puede recurrir al almacenamiento en geomembranas diseñadas para la contención de vertimientos, que evitan la infiltración de dichas sustancias al medio. Posteriormente, los elementos tóxicos pueden ser sometidos a un proceso de descomposición, algo que, en el caso de cianuro libre, puede hacerse con peróxido de hidrógeno, y en el de los cianuros complejos, con sulfato ferroso; también se puede recurrir al uso de plantas y microorganismos para el biotratamiento y detoxificación rápida de cianuro, para reducir su concentración a niveles ambientalmente aceptables.

Para el pretratamiento de los residuos líquidos de la minería de oro se pueden tomar acciones como llevar un control periódico, hacer mediciones de los residuos generados y, asimismo, buscar la minimización de las concentraciones de cianuro en el momento en que son desechadas o almacenadas; para esto último se puede recurrir al almacenamiento en geomembranas diseñadas para la contención de vertimientos, que evitan la infiltración de dichas sustancias al medio. Posteriormente, los elementos tóxicos pueden ser sometidos a un proceso de descomposición, algo que, en el caso de cianuro libre, puede hacerse con peróxido de hidrógeno, y en el de los cianuros complejos, con sulfato ferroso; también se puede recurrir al uso de plantas y microorganismos para el biotratamiento y detoxificación rápida de cianuro, para reducir su concentración a niveles ambientalmente aceptables



8.

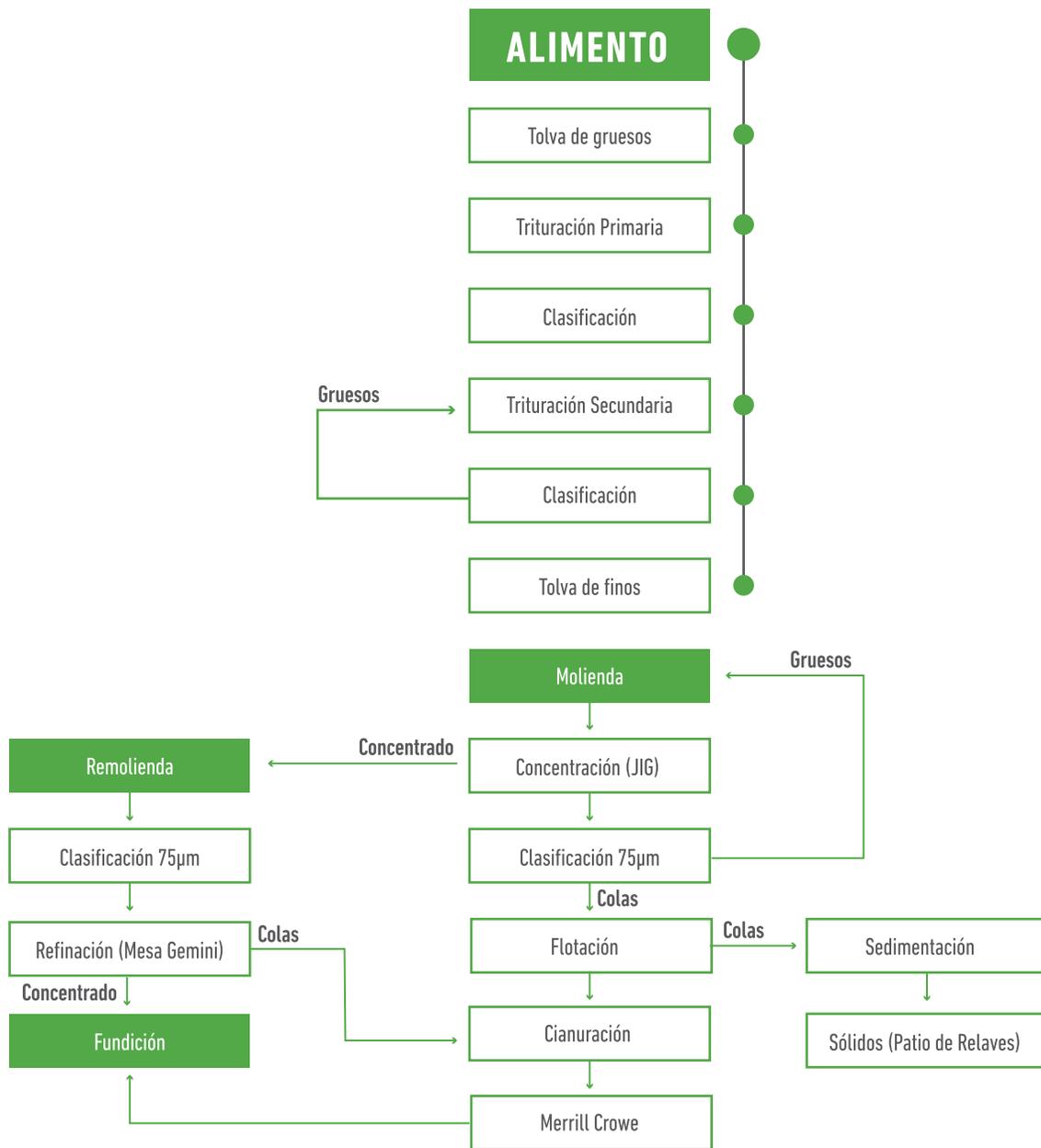
RUTA METALÚRGICA PROPUESTA PARA LA ZONA MINERA

En este caso se utiliza una pala en lugar de una batea para la refinación del mineral, separando el oro del material estéril. Fotografía tomada por Fhilly Abueta, Servicio Geológico Colombiano.

8.1. PROCESO DE BENEFICIO SUGERIDO

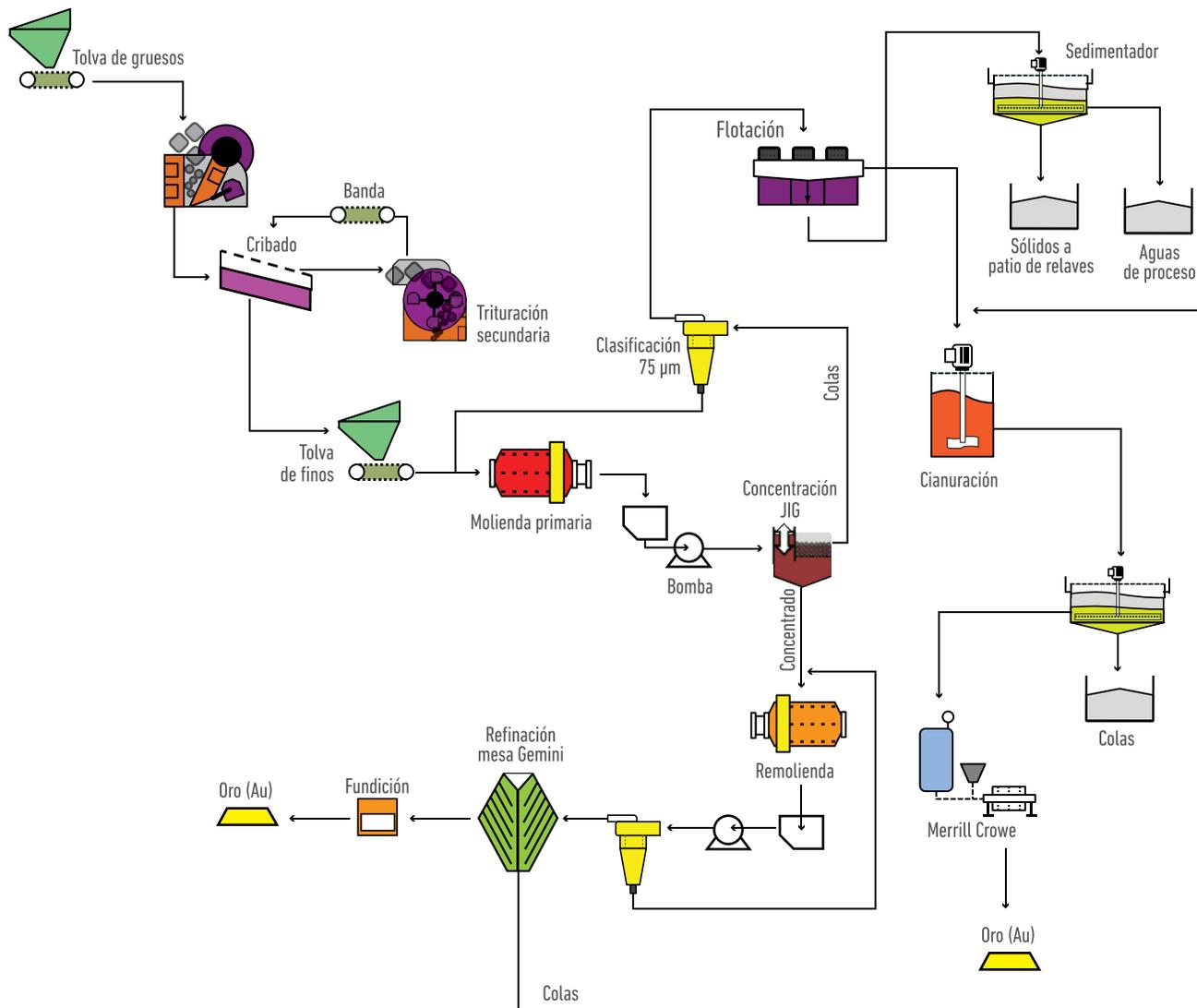
Para el distrito minero de San Martín de Loba, Barranco de Loba, Norosí y Tiquisio se propone una ruta metalúrgica diseñada para minerales que presentan bajas concentraciones de sulfuros. Consta de una etapa inicial de concentración por gravimetría; los rechazos de esta primera etapa siguen a una concentración por flotación, y los concentrados pasan a un proceso de refinación, que se trabaja con una mesa Gemini, donde se obtiene un superconcentrado listo para pasar a la etapa de fundición. Los rechazos de refinación gravimétrica y los concentrados de flotación son llevados a cianuración, pero antes las colas de refinación son remolidas a un tamaño menor de 75 micrómetros. La solución rica en oro es llevada a una precipitación sobre zinc en polvo, en ausencia de oxígeno, en un proceso conocido como Merrill Crowe.

Figura 8.1. Ruta metalúrgica sugerida para la zona minera de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio

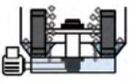
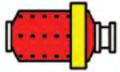
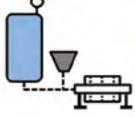
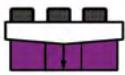


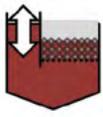
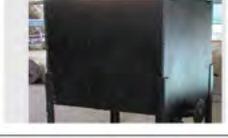
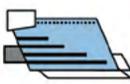
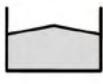
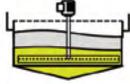
En la figura 8.2 se presenta el diagrama de flujo de la planta de beneficio que se implementaría en la zona minera, con sus respectivas líneas de entradas y salidas de cada operación unitaria. Este diagrama responde a la ruta metalúrgica propuesta y al montaje de la planta sugerida.

Figura 8.2. Ruta metalúrgica sugerida para la zona minera de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio



Para tener mayor información sobre las especificaciones técnicas se puede consultar la parte de maquinaria descrita en el capítulo 9, correspondiente al análisis económico y financiero.

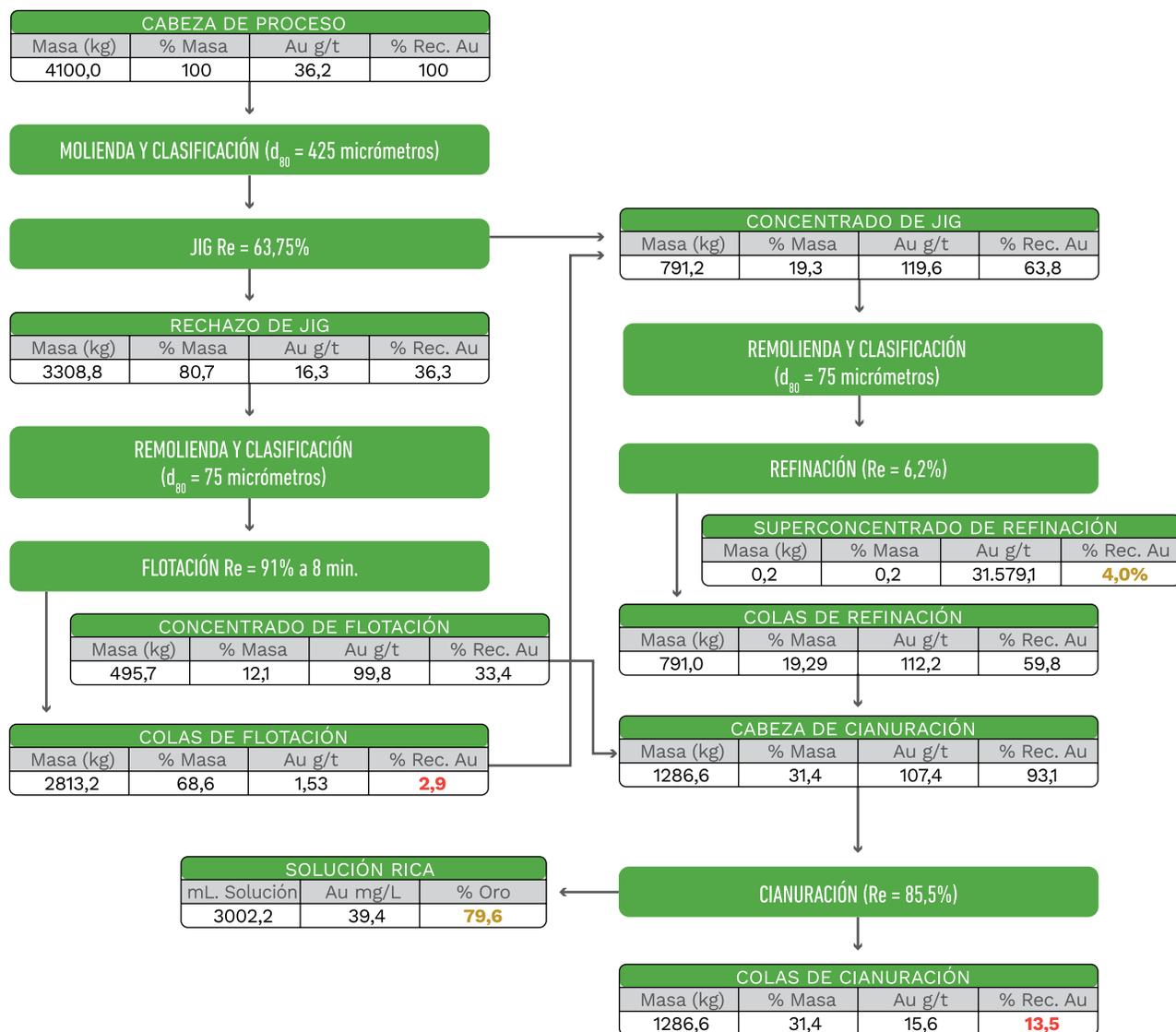
SÍMBOLO	MÁQUINA	FOTOGRAFÍA
	TOLVA	
	TRITURADORA DE QUIJADAS	
	CRIBA VIBRATORIA	
	MOLINO CHILENO	
	MOLINO DE BOLAS	
	HIDROCICLÓN	
	BANDA TRANSPORTADORA	
	MERRIL CROWE	
	CELDAS DE FLOTACIÓN CIRCULARES	
	TANQUE DE COLAS	
	CONCENTRADOR CENTRÍFUGO KNELSON	

SÍMBOLO	MÁQUINA	FOTOGRAFÍA
	JIG CONCENTRADOR GRAVIMÉTRICO	
	CAJA DE PULPA	
	BOMBA CENTRÍFUGA	
	MESA DE CONCENTRACIÓN	
	TANQUES AGITADORES	
	TANQUE SOLUCIÓN RICA	
	TANQUE SOLUCIÓN POBRE	
	TANQUE DE AGUA DE PROCESO	
	SEDIMENTADOR / TANQUE ESPESADOR	
	FUNDICIÓN CRISOL	
	ALIMENTADOR TIPO GRIZZLY	

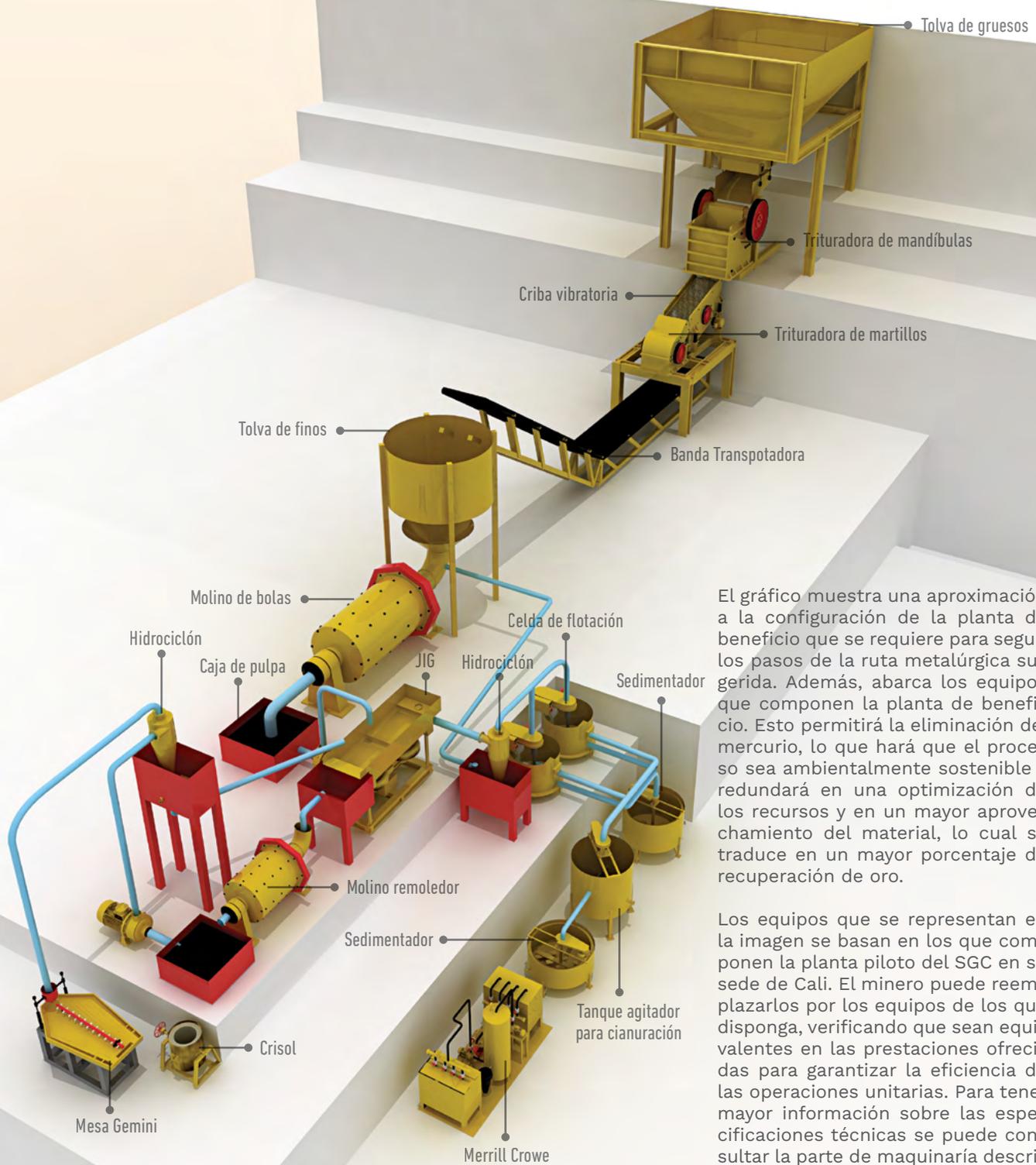
8.2. BALANCE DE MATERIA DEL PROCESO SUGERIDO

Se presentan el diagrama de flujo sugerido con el balance de materia que permiten visualizar y tener control de la cantidad de mineral de entrada y salida, así como de oro procesado en cada etapa del circuito de beneficio.

Figura 8.3. Balance de masa y oro de la ruta metalúrgica propuesta para la zona minera de San Martín, Barranco de Loba y Tiquisio



8.3. MONTAJE DE LA PLANTA DE BENEFICIO SUGERIDA



El gráfico muestra una aproximación a la configuración de la planta de beneficio que se requiere para seguir los pasos de la ruta metalúrgica sugerida. Además, abarca los equipos que componen la planta de beneficio. Esto permitirá la eliminación del mercurio, lo que hará que el proceso sea ambientalmente sostenible y redundará en una optimización de los recursos y en un mayor aprovechamiento del material, lo cual se traduce en un mayor porcentaje de recuperación de oro.

Los equipos que se representan en la imagen se basan en los que componen la planta piloto del SGC en su sede de Cali. El minero puede reemplazarlos por los equipos de los que disponga, verificando que sean equivalentes en las prestaciones ofrecidas para garantizar la eficiencia de las operaciones unitarias. Para tener mayor información sobre las especificaciones técnicas se puede consultar la parte de maquinaria descrita en el capítulo 9, correspondiente al análisis económico y financiero. En este apartado se exponen las potencias de los motores y la capacidad de procesamiento.

8.4. CONCLUSIONES SOBRE LOS MATERIALES QUE ALIMENTAN LAS PLANTAS DE BENEFICIO DE LA ZONA ESTUDIADA Y EL MÉTODO METALÚRGICO

- Los resultados de los ensayos para determinar las propiedades físicas de los minerales de cabeza de proceso de las minas de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio muestran que la densidad de los minerales se encuentra en el rango de 2,9 a 3,6 g/cm³. La densidad de las muestras está directamente relacionada con las concentraciones de minerales metálicos y minerales de ganga, como se mostró en los análisis mineralógicos.

Otro de los resultados obtenidos con base en los ensayos de propiedades físicas es el índice de trabajo de Bond (WI), calculado a partir del índice de Hard Grove. El WI muestra un rango de valores entre 7 y 11 kWh/t en los minerales de cabeza de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio. Esto quiere decir que dichos minerales presentan una baja a moderada competencia a la fragmentación en los procesos de molienda primaria y secundaria

- Otro de los resultados obtenidos con base en los ensayos de propiedades físicas es el índice de trabajo de Bond (WI), calculado a partir del índice de Hard Grove. El WI muestra un rango de valores entre 7 y 11 kWh/t en los minerales de cabeza de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio. Esto quiere decir que dichos minerales presentan una baja a moderada competencia a la fragmentación en los procesos de molienda primaria y secundaria.
- Los análisis cualitativos de composición elemental y de óxidos por FRX realizados a las muestras de cabeza de proceso de las muestras colectadas en las minas de la zona San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio muestran contenidos de SiO₂ en el rango de 30,91% a 51,53%, y de Fe₂O₃ de 3,57% a 42,22%. La proporción de sulfuros y minerales metálicos varía dependiendo de la mina, mientras que la composición mineralógica respecto a los minerales de ganga es similar en las minas de toda la zona.

8.4.1. CONCLUSIONES SOBRE LA REDUCCIÓN DE TAMAÑO

- Con base en los resultados de la caracterización mineralógica de las muestras de cabeza de proceso de las minas de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio fueron establecidos los tamaños de partícula P80 para acondicionar las muestras que serán sometidas a concentración gravimétrica. Para todas las muestras fue establecido un P80 de 425 µm; este resultado muestra que la liberación de los minerales de interés no necesita de una molienda intensiva, lo que es una ventaja en términos de capacidad y consumo energético de las operaciones de molienda primaria y secundaria.
- Para acondicionar las muestras alimentadas a la concentración por flotación se escogió un P80 de 75 µm, principalmente por los parámetros de operación de la celda de flotación.
- En los resultados de los ensayos de acondicionamiento de las muestras de cabeza de proceso de las minas de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio se observa que la fragmentación de todas las muestras sigue un patrón similar y que no existe una inflexión en la distribución de tamaños de partícula. Adicionalmente, se observa que la generación de partículas finas menores de 75 µm en las muestras de cabeza acondicionadas con tamaño menor de 1,18 mm es de un 12%, cantidad que se considera moderada

En los resultados de los ensayos de acondicionamiento de las muestras de cabeza de proceso de las minas de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio se observa que la fragmentación de todas las muestras sigue un patrón similar y que no existe una inflexión en la distribución de tamaños de partícula. Adicionalmente, se observa que la generación de partículas finas menores de 75 µm en las muestras de cabeza acondicionadas con tamaño menor de 1,18 mm es de un 12%, cantidad que se considera moderada

en la distribución de tamaños de partícula. Adicionalmente, se observa que la generación de partículas finas menores de 75 μm en las muestras de cabeza acondicionadas con tamaño menor de 1,18 mm es de un 12%, cantidad que se considera moderada.

8.4.2. CONCLUSIONES SOBRE LA CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

- Los resultados de los ensayos de concentración en mesa Wilfley de las muestras de las minas de la zona muestran que la concentración gravimétrica permite una recuperación de oro de entre 48,7% y 70,5%, con una tasa de enriquecimiento de oro entre 2,0 y 7,5, lo que indica la viabilidad de dicha operación unitaria para el beneficio de oro de las menas aurífera anteriormente mencionadas. Adicionalmente, los resultados de los análisis de óxidos mediante la técnica de FRX muestran que los concentrados de mesa tienen proporciones de SiO_2 entre 1,92% y 17,0%, lo que significa que se obtiene un concentrado relativamente limpio de minerales de ganga, que puede ser refinado o remolido para ser procesado en las etapas subsecuentes de cianuración.
- Los resultados de refinación en batea de los concentrados gravimétricos obtenidos en mesa Wilfley correspondientes a todas las muestras de las minas de la zona mostraron bajas recuperaciones de oro. Este resultado corrobora las observaciones realizadas en el análisis mineralógico, donde se muestra que las partículas de oro de las muestras de la zona son menores de 150 μm . Dicho resultado sugiere que la concentración en batea no es el método más eficiente para refinar concentrados. Métodos alternativos, como la cianuración intensiva de concentrados, deben ser evaluados con miras a mejorar la eficiencia de la recuperación de oro.

8.4.3. CONCLUSIONES SOBRE LA CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

- Los resultados de los ensayos de concentración por flotación de las muestras de las minas de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio, muestran que la flotación presenta una recuperación de oro entre 74,1 y 100%, con una tasa de enriquecimiento de oro entre 2,9 y 18,4 en el concentrado, lo que indica alta eficiencia de dicha operación unitaria para el beneficio de oro. Adicionalmente los resultados de análisis de óxidos por FRX muestran que los concentrados de flotación tienen concentraciones de SiO_2 bajas, lo que significa que hay una limpieza eficiente respecto a los minerales de ganga.

8.4.4. CONCLUSIONES SOBRE LA CIANURACIÓN

- En las gráficas de composición mineralógica del capítulo 4 se ilustra que las plantas analizadas están compuestas principalmente por piritita y silicatos, lo que indica que estas plantas son nobles y no tienden a interrumpir la lixiviación de oro o, en su defecto, a producir altos consumos de cianuro, exceptuando la mina Maraños, que tiene 16,5% de calcopirita y 4,7% de esfalerita, minerales que son pocos solubles en presencia de cianuro, pero debido a su gran cantidad en el material de cabeza, genera altos consumos de cianuro e interrumpe un poco la cinética de lixiviación de oro.
- Al inicio de todas las cianuraciones se verificó que las muestras no presentaran sales solubles, para evitar que dichas sales interrumpieran la lixiviación del oro o incrementaran el consumo de cianuro.
- La medición de los parámetros de operación antes de iniciar la cianuración, como el valor del oxígeno disuelto, arrojó resultados por encima de 3 mg/l; por ende, solo fue adicionada cal para subir el pH, y no fue necesaria la inyección de aire.

- Los resultados de las lixiviaciones con cianuro de sodio aplicadas a las muestras de las plantas de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio muestran excelentes resultados, con recuperaciones de oro de entre 70% y 100% en las soluciones ricas, con bajos y moderados consumos de cianuro, que oscilan entre 3,92 y 5,48 kilogramos de cianuro de sodio por tonelada de material que debe cianurarse (kg/t), y con tiempos de cianuración que fluctúan entre 22 y 42 horas.

Los resultados de las lixiviaciones con cianuro de sodio a las muestras de las plantas de la zona de San Martín de Loba, Barranco de Loba y Tiquisio, muestran excelentes resultados, arrojando recuperaciones de oro entre 70 y 100% en las soluciones ricas, con bajos y moderados consumos de cianuro que oscilan entre 3,92 y 5,48 kilogramos de cianuro de sodio por tonelada de material a cianurar (kg/t) y con tiempos de cianuración entre 22 y 42 horas

- La planta Maraños fue la única que no arrojó recuperaciones de oro altas, y en cambio exigió grandes consumos de cianuro de sodio, por encima de 8 kg/t, debido a la gran cantidad de calcopirita y esfalerita presentes en la mineralogía de cabeza de proceso de dicha planta. Tal consumo inviabiliza la cianuración sin un tratamiento previo.

8.5. CONCLUSIONES ACERCA DE LA SUSTITUCIÓN DE LA AMALGAMACIÓN

- En la zona se conocen —y en algunos casos se practican— las técnicas alternativas para abolir el mercurio. Los resultados de tenor obtenidos de las muestras tomadas en plantas desarrolladas son similares a los obtenidos en este documento con la ruta metalúrgica propuesta.

método alternativo propuesto se incrementa dos veces respecto a lo que se obtiene con el método de amalgamación actualmente utilizado, según algunos tenores medios de las colas de proceso de las plantas de beneficio visitadas

- La recuperación de oro con el método alternativo propuesto se incrementa dos veces respecto a lo que se obtiene con el método de amalgamación actualmente utilizado, según algunos tenores medios de las colas de proceso de las plantas de beneficio visitadas.

8.6. RECOMENDACIONES

- Los diagramas de flujo de operaciones y procesos de las rutas metalúrgicas propuesta en esta guía, junto con las condiciones de los ensayos metalúrgicos en laboratorio reportados, sugieren las principales condiciones en las que deben llevarse a cabo las etapas de las rutas metalúrgicas propuestas.
- Conviene basar la explotación en estudios mineralógicos, ya que aportan información efectiva para predecir qué porcentaje de oro es posible concentrar por gravimetría, y permiten identificar los minerales que podrían presentar problemas en los procesos siguientes del beneficio.
- La zona minera, en general, y las plantas de beneficio, en particular, requieren de laboratorios para medir y controlar operativamente sus procesos.
- Hay que mejorar la operación de refinación gravimétrica, haciendo énfasis en el tamaño de las partículas del material e implementar otro medio de molienda (remoedor) para aumentar la liberación de las partículas de oro, de manera que puedan ser recuperadas por batea o mesa Gemini.
- En la planta de beneficio Maraños, la cianuración es significativamente lenta y reporta gastos excesivos de cianuro de sodio, a pesar de que la partícula de oro es pequeña y no hay manifestaciones irrebatibles de la presencia de minerales cianicidas. El análisis mineralógico pone en evidencia grandes cantidades de calcopirita y esfalerita, que, si bien son pocos solubles en cianuro, en grandes cantidades pueden generar una cinética lenta de la cianuración y gastos altos en cianuro, e incluso pueden llegar a interrumpir la lixiviación de oro. Por lo tanto, se recomienda un tratamiento de oxidación de estos minerales antes de proceder a la cianuración.

9.

ESTUDIO ECONÓMICO Y FINANCIERO

La toma de decisiones de inversión en proyectos de reconversión y modernización tecnológica de una empresa minera requiere un análisis económico y financiero riguroso, a fin de establecer la pertinencia de emprender el proyecto y efectuar una asignación eficiente de recursos.

En este capítulo se aportan los fundamentos teóricos y metodológicos mínimamente necesarios para que el minero pueda realizar un ejercicio de planeación y evaluación financiera de la operación futura de su mina y de su planta de beneficio, después de haber implementado alguna de las dos rutas metalúrgicas propuestas en esta guía.

Producto de oro fundido en planta. Fotografía tomada por Gabriel Pantoja, Servicio Geológico Colombiano



La toma de decisiones de inversión en proyectos de reconversión y modernización tecnológica de una empresa minera requiere un análisis económico y financiero riguroso, a fin de establecer la pertinencia de emprender el proyecto y efectuar una asignación eficiente de recursos.

En este capítulo se aportan los fundamentos teóricos y metodológicos mínimamente necesarios para que el minero pueda realizar un ejercicio de planeación y evaluación financiera de la operación futura de su mina y de su planta de beneficio, después de haber implementado la ruta metalúrgica propuesta en esta guía.

9.1. FUNDAMENTOS TEÓRICOS PARA LA EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO

Esta primera sección se dedica al estudio de generalidades teóricas sobre los proyectos de inversión y al análisis de cada una de las etapas que comprende el estudio y la evaluación financiera de proyectos de inversión.

9.1.1. GENERALIDADES SOBRE LOS PROYECTOS DE INVERSIÓN

9.1.1.1. DEFINICIÓN

Un proyecto de inversión puede definirse como un plan que consta de dos elementos esenciales: el primero, una serie de actividades secuenciales e interrelacionadas entre sí, y el segundo, la descripción de un agregado de recursos o medios que permitirán realizar la materialización de una idea, la solución de un problema o la satisfacción de una necesidad.

Los proyectos de inversión tienen varios orígenes. En el caso de los proyectos de modernización tecnológica, estos resultan de la necesidad de las empresas de aumentar su productividad, adoptar prácticas responsables con el medio ambiente y disminuir costos directos para competir eficientemente en el mercado, en función del precio y la calidad, y, a la vez, contribuir al desarrollo sostenible del lugar o comunidad en donde se desarrolla el proyecto

9.1.1.2. CLASIFICACIÓN

De modo general, los proyectos de inversión pueden clasificarse de tres formas:

1. Según la categoría. Según esta clasificación, los proyectos pueden ser de prestación de servicios o de producción o fabricación de bienes (en este caso, el proyecto es de producción de bienes).
2. Según la actividad económica. Esta clasificación se efectúa con base en el sector económico que atiende el proyecto (en este caso, el sector económico del proyecto es el de minería aurífera).
3. Según el carácter y la naturaleza de la entidad que los promueva. De acuerdo con esta característica, los proyectos se clasifican en privados (con ánimo de lucro) y públicos (sin ánimo de lucro) (en este caso, el proyecto es de carácter privado con ánimo de lucro).

9.1.1.3. EL CICLO DE LOS PROYECTOS

La expresión ciclo de vida de un proyecto hace referencia al conjunto de etapas secuenciales que van desde su inicio hasta su cierre. En la formulación y evaluación de proyectos es indispensable disponer de información oportuna, confiable y suficiente en cada una de estas etapas, con el objetivo de que el inversionista pueda tomar la mejor decisión en función de sus necesidades.

Las etapas del ciclo de vida de los proyectos son la propuesta, la preinversión, la inversión y la operación.

La propuesta

En esta etapa se llevan a cabo los estudios diagnósticos necesarios para identificar el problema o los problemas que se esperan solucionar, al igual que las oportunidades de negocio que puedan ser aprovechadas. En el caso de los proyectos de modernización tecnológica, esta etapa corresponde a todos los estudios diagnósticos del sistema de operación que se realizan con el fin de identificar necesidades de reemplazo de maquinarias y equipos obsoletos y la sustitución de procesos.

La preinversión

Esta etapa comprende la realización de estudios previos a la toma de decisiones de inversión. Por lo general, esta etapa se divide en dos fases: la formulación y la evaluación.

La formulación del proyecto

En la fase de formulación, los estudios técnicos que se efectúan tienen como objetivo fundamental establecer los mejores procedimientos para satisfacer la necesidad o solucionar los problemas previamente identificados, así como cuantificar los recursos necesarios para la implementación de la propuesta de mejora y, finalmente, estimar los ingresos y egresos que resultarán de la operación del proyecto.

La etapa de formulación del proyecto se puede desarrollar en dos niveles: prefactibilidad y factibilidad.

Prefactibilidad

En los estudios de prefactibilidad, las investigaciones se realizan de forma preliminar a partir de información proveniente de fuentes primarias (trabajo de campo) y secundarias (bibliográficas). Vale la pena aclarar que en algunos casos la información secundaria es limitada, por lo cual es necesario realizar una investigación más profunda antes de decidir la elaboración de un estudio definitivo o de factibilidad.

Factibilidad

En los estudios de factibilidad, o definitivos, las investigaciones que se realizan son de mayor profundidad, puesto que la información resultante debe permitir la definición de estrategias definitivas para la materialización de la propuesta. Por lo general, los estudios de prefactibilidad o de factibilidad contienen los siguientes estudios:

- Estudio de mercado, que permite verificar la existencia de mercado para el bien o servicio, por medio del estudio de la demanda, la oferta y los precios del bien que se va a producir.
- Estudio técnico, que tiene como propósito evaluar la viabilidad técnica de la producción del producto para alcanzar los objetivos del proyecto y descartar contingencias técnicas que impidan su implementación.
- Estudio organizacional, que permite verificar la mejor forma de organización o estructura empresarial del proyecto productivo, de acuerdo con sus características y necesidades específicas.
- Estudio financiero, que permite cuantificar el monto de las inversiones necesarias para la implementación de la propuesta y definir potenciales ingresos y los posibles egresos de operación durante el período de evaluación del proyecto. Para el efecto se considera la información resultante de los estudios que le anteceden (de mercado, organizacional y técnico).

La evaluación del proyecto

En esta fase se valora la viabilidad de la propuesta de inversión tomando como referencia la información contenida en cada uno de los informes técnicos. El objetivo fundamental de esta fase es evaluar la bondad financiera de las alternativas encontradas, con el fin de aceptarlas o rechazarlas, conforme a las exigencias de rentabilidad del inversionista.

La inversión

En esta etapa se materializan las acciones contenidas en los estudios técnicos que se efectuaron en la etapa de preinversión, lo cual da como resultado la adquisición de bienes o servicios que servirán para satisfacer la necesidad o solucionar los problemas previamente identificados.

La etapa de inversión comprende el período en que se toma la decisión de implementar el proyecto (desembolso del dinero) y finaliza en el momento en que el proyecto inicia su operación.

La operación

Esta etapa corresponde al período de permanente producción de bienes o prestación de servicios. En el caso de los proyectos de modernización tecnológica, la etapa de operación inicia en el momento en que se utiliza la maquinaria y se emplean procesos nuevos para la producción de bienes.

9.1.2. ESTUDIO Y EVALUACIÓN FINANCIERA DE PROYECTOS DE INVERSIÓN

9.1 2.1. PROPÓSITO DEL ESTUDIO FINANCIERO

El estudio financiero integra la información contenida en los demás estudios técnicos, y su objetivo primordial es valorar el monto de la inversión necesaria para la implementación de la propuesta, así como estimar los ingresos y egresos de la operación del proyecto durante el tiempo de evaluación.

9.1.2.2. ETAPAS DEL ESTUDIO FINANCIERO

La elaboración del estudio financiero comprende tres etapas: a) inversión inicial, b) ingresos operacionales, y c) costos operacionales.

Inversión inicial

Esta etapa consiste en la identificación y cuantificación monetaria de los costos de la inversión para la puesta en marcha de la propuesta. Estas inversiones están representadas en activos fijos y activos diferidos.

Activos fijos

Son aquellos activos tangibles que se emplean de forma constante en la producción de bienes y servicios. El costo de estos activos comprende, además del valor de su compra, los demás gastos en que incurre la empresa para dejarlos en condiciones de uso. Algunos ejemplos de este tipo de activos son los terrenos, edificaciones, maquinaria y equipos, vehículos, minas y canteras, entre otros.

Teniendo en cuenta que el presente capítulo tiene por objetivo primordial aportar información suficiente al minero para que por su cuenta realice un ejercicio de planeación financiera, en esta sección se incluye una explicación detallada de cada una de las etapas que comprende el estudio y la evaluación financiera de proyectos de inversión

La inversión en compra de maquinaria y equipos requeridos para la adecuación de la planta se recupera descontando su valor de las utilidades que se reportan a la DIAN para efectos de pagar el impuesto de renta.

A su vez, estos activos fijos se subdividen en tres clases: a) no depreciables (con vida útil ilimitada), b) depreciables (con vida útil limitada) y c) agotables (representados en recursos naturales cuya cantidad y valor disminuyen al ser extraídos).

Activos diferidos

Son aquellos activos o inversiones que se realizan en contratación de servicios o derechos que se requieren para la puesta en marcha del proyecto. Algunos ejemplos de este tipo de activos son las licencias ambientales para la explotación de recursos naturales, pago de estudios técnicos y pago de permisos o derechos adquiridos, entre otros.

Costos operacionales

De acuerdo con el Glosario minero de 2017, el costo operacional es el total que se deriva de las erogaciones que hace el contratista por concepto del pago de salarios al personal, y de todos los otros gastos relacionados con el desarrollo de la operación.

En el caso de los proyectos que tienen como objeto la producción de bienes, los costos operacionales se subdividen en costos directos y costos indirectos.

Costos directos

Son aquellas erogaciones o gastos que tienen relación directa con la fabricación del producto. Algunos de estos están relacionados con materia prima, insumos, mano de obra directa (operarios), mantenimiento, depreciación de maquinaria y equipos, etc.

Costos indirectos

Son aquellas erogaciones o gastos que no se relacionan directamente con la fabricación del producto. Algunos de estos están relacionados con mano de obra indirecta (servicios de aseo y vigilancia), servicios públicos, arrendamiento de plantas, etc.

Ingresos operacionales

De acuerdo con el Glosario minero de 2017, los ingresos operacionales son la entrada de dinero a una empresa derivada de la venta de sus productos, servicios, operaciones financieras y otros.

Se puede precisar que una inversión es conveniente si al final del período de evaluación de esta se logra recuperar con intereses y deja un excedente

9.1.2.3. PROPÓSITO DE LA EVALUACIÓN FINANCIERA

La evaluación financiera de proyectos tiene como objetivo fundamental comprobar la pertinencia de iniciar un proyecto, para lo cual es necesario valorar la rentabilidad de la inversión a la luz de las exigencias de rentabilidad propias del inversionista.

9.1.2.4. ETAPAS DE LA EVALUACIÓN FINANCIERA

La evaluación financiera de proyectos comprende esencialmente dos etapas: la construcción del flujo de caja del proyecto y la aplicación de métodos de evaluación para establecer la conveniencia de emprender o no un proyecto.

La construcción del flujo de caja del proyecto

El flujo de caja constituye una herramienta esencial para la evaluación de proyectos, pues contiene el registro sistematizado de la información financiera necesaria para construir los indicadores de rentabilidad del proyecto. En efecto, esta herramienta permite determinar los flujos netos de efectivo que se utilizan en las técnicas de evaluación de proyectos.

Los componentes del flujo de caja son: a) inversión inicial del proyecto, b) ingresos y egresos reales de efectivo, c) depreciación y amortización, d) impuestos causados y pagados.

El valor anual del desgaste de la maquinaria y de los equipos por uso (depreciación) se debe incluir en el flujo de caja del proyecto como gasto deducible de los impuestos que hay que pagar.

Debe tenerse en cuenta que, en la construcción del flujo de caja se consideran los ingresos y egresos en el momento en que ocurren.

Aplicación de métodos para evaluar proyectos de inversión

Entre los métodos más reconocidos para la evaluación financiera de proyectos de inversión se encuentran la tasa interna de retorno (TIR), el valor presente neto (VPN) y la relación beneficio-costos (RB/C).

Valor presente neto

El valor presente neto (VPN) es una cifra monetaria que resulta de comparar el valor presente de los ingresos con el valor presente de los egresos; es decir, es el valor de la diferencia entre los ingresos y egresos del proyecto (flujos netos de efectivo) en pesos de la misma fecha (Meza, 2010).

Para comparar la diferencia de los ingresos y egresos del proyecto en pesos de una misma fecha se requiere trasladar estas cifras monetarias del futuro al presente, para lo cual es necesario definir una tasa de descuento.

Los criterios para aceptar o rechazar un proyecto utilizando el VPN, de acuerdo con lo planteado por Meza (2010), son los siguientes:

Si el VPN es mayor de cero, se acepta el proyecto (el inversionista gana más de lo que quería ganar: el VPN indica cuánto más ganó en pesos del presente).

Si el VPN es igual a cero, es indiferente aceptar el proyecto (el inversionista gana lo que quería ganar después de recuperar la inversión inicial).

Si el VPN es menor de cero, se rechaza el proyecto (el VPN indica la cantidad de dinero en pesos del presente que faltó para que el inversionista ganara lo que pretendía ganar —esto no indica pérdida—).

Tasa interna de retorno

La tasa interna de retorno (TIR) es un indicador de rentabilidad financiera que indica hasta cuánto el inversionista podría aumentar su rendimiento a partir de lo invertido en el proyecto (tasa de descuento). En este caso, la TIR es la tasa que hace que el VPN sea igual a cero.

Los criterios para aceptar o rechazar un proyecto utilizando la TIR, de acuerdo con lo planteado por Meza (2010), son los siguientes:

Si la TIR es mayor que la tasa de descuento, se acepta el proyecto (el inversionista obtiene un rendimiento mayor que el esperado).

Si la TIR es igual a la tasa de descuento, es indiferente aceptar o no el proyecto (el inversionista es indiferente respecto a emprender o no el proyecto).

Si la TIR es menor que la tasa de descuento, se rechaza el proyecto (el inversionista gana menos de lo que pretendía ganar).

Análisis de la relación beneficio-costos

En este análisis se mide la relación beneficio-costos (RB/C) de un proyecto, que se obtiene mediante la división de la suma total de los ingresos generados durante el tiempo de evaluación entre la sumatoria de los costos del mismo, ambas sumas valoradas en pesos de hoy.

Para calcular la relación beneficio-costos es necesario aplicar la fórmula del VPN para traer a valor presente los valores futuros de los ingresos y costos del proyecto.

Los criterios para aceptar o rechazar un proyecto utilizando la relación beneficio-costos son los siguientes:

Si la RB/C es mayor que uno, se acepta el proyecto (los beneficios son mayores que los costos, aun si se incluye la inversión inicial).

Si la RB/C es igual a uno, es indiferente aceptar o no el proyecto (los beneficios son iguales a los costos).

Si la RB/C es menor que uno, se rechaza el proyecto (los beneficios son menores que los costos).

9.2. METODOLOGÍA PARA EL ESTUDIO Y EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO EN LA ZONA MINERA DE SUR DE BOLÍVAR

En esta sección se enseña la metodología que se emplea en cada una de las etapas del estudio y evaluación financiera del proyecto, correspondiente a la ruta metalúrgica propuesta para la zona minera de Sur de Bolívar, al mismo tiempo que se exponen las recomendaciones técnicas (provenientes de los estudios geológico, minero, metalúrgico y químico-ambiental) que soportan la definición de las variables de operación de la mina y de la plan-

ta de beneficio que representa las condiciones típicas de la zona, y se presentan los supuestos que se tuvieron en cuenta para realizar la proyección de ingresos y egresos de la operación futura, durante el horizonte de evaluación definido.

Variables de operación futura de la mina y planta de beneficio típicas de la zona minera de Sur de Bolívar

Para la realización del estudio financiero se establecieron unas variables de operación de la mina y de la planta de beneficio típicas de la zona, que fueron determinadas por el equipo técnico a partir de la información recolectada en campo y los resultados de los estudios técnicos efectuados.

• Tiempo de trabajo en mina	8 h/día	
• Volumen de material de mina extraído	25 t/día	
• Volumen de material estéril extraído	17 t/día	
• Volumen de material mineral extraído	8 t/día	
• Capacidad de procesamiento de la planta		1 t/h
• Tiempo de funcionamiento de la planta	8 h/día	
• Volumen de procesamiento	8 t/día	
• Turnos por día	1 por día	
• Días de operación al mes	26 días	
• Volumen de procesamiento	208 t/mes	
• Tenor por tonelada de material de mina	36,2 g/t	
• Porcentaje total de recuperación de oro	83,6%	
• Recuperación total de oro	30,26 g/t	

9.2.1. ESTUDIO FINANCIERO

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente las inversiones en activos fijos y diferidos que se requieren para la puesta en marcha de la ruta metalúrgica, como se explica enseguida.

9.2.1.1. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE LA INVERSIÓN INICIAL

Activos fijos

La inversión en activos fijos está representada en la adquisición de maquinaria y equipo, tanto para las operaciones de extracción del material de mina como para las operaciones unitarias del proceso de beneficio (incluyendo el costo de instalaciones eléctricas e hidráulicas para su funcionamiento) y el costo del montaje del laboratorio.

Maquinaria y equipo

Con el fin de implementar los nuevos procesos que se detallan en la ruta metalúrgica contenida en esta guía se ha incluido este rubro, que comprende el costo de la maquinaria y los equipos que se deben adquirir para mejorar algunos de los procesos que se están llevando a cabo en la operación de extracción del mineral y en la planta de beneficio”.

Para la definición de la maquinaria y los equipos que deben comprarse se partió del inventario inicial de las minas y plantas de la zona, con el objetivo de no incurrir en costos innecesarios y así optimizar los recursos disponibles.

Figura 9.1. Maquinaria para la fase de extracción del mineral

DESCRIPCIÓN DE MAQUINARIA Y EQUIPO	ESPECIFICACIÓN TÉCNICA	CANTIDAD
Perforadora neumática	26 kg	4
Picador neumático	8,5 kg	2
Rotomartillo eléctrico	599 x 134 x 287 mm	2
Ventiladores axiales	5,5kw	2
Extractor, ventilador axial	45 m ³ /minuto	1
Compresor portátil diésel	Unidad compresora 5 años (10.000 horas)	1
Planta eléctrica diésel doméstica	9,6 kW	1
Bomba autocebante	1,5 HP	2
Bomba sumergible	1,5 HP	1
Malacate con motor	3 HP	2

En la figura 9.1 se detallan la maquinaria y los equipos nuevos que se requieren para mejorar las operaciones en la fase de extracción del mineral, de acuerdo con las condiciones e inventario actual de las minas de la zona.

De igual manera, en la siguiente tabla se relaciona la maquinaria y los equipos nuevos que deberán ser adquiridos para la implementación de la ruta metalúrgica propuesta.

Figura 9.2. Maquinaria para la fase de beneficio del mineral

PROCESOS	MÁQUINA Y DESCRIPCIÓN	ESPECIFICACIÓN TÉCNICA	CANTIDAD
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Tolva para almacenar material de mina	4 m x 4 m x 2m	1
	Trituradora de quijadas	10" x 16"	1
	Criba vibratoria	1,20 x 2,40	1
	Trituradora de martillos	24" x 10"	1
	Banda transportadora con estructura de soporte (20 metros)	18"	1
	Tolva para material triturado	4 m x 4 m x 2 m	1
	Caja de pulpa	0,80 m x 0,80 m x 1m	2
	Bomba de sólidos	2,5" x 2"	2
	Hidrociclón 1	4"	1
	Hidrociclón 2	4"	1
	Molino de bolas primario	4" x 5" - 1,20 x 1,50	1
	Molino de bolas secundario	1,0 m x 2,5 m	2
JIG	8 X 12 dúplex	1	
CONCENTRACIÓN	Mesa Gemini de refinación	40 kg/h	1
	Tanque acondicionador	1 m ³	1
	Celda de flotación circular	1,2 m	2
	Tanque espesador	2,5 m	2
CIANURACIÓN	Tanques de cianuración agitada	D = 3m, H = 3m	1
	Tanque para precipitación de oro en zinc	D = 3m, H = 3,5m	1
	Precipitación, sistema Merrill Crowe	5 a 10 m ³ /hora	1
	Sistema de aire	2,5 HP	1
FUNDICIÓN	Horno con crisol	Capacidad de 15 kg	1
MANEJO AMBIENTAL	Bomba para soluciones de 2" X 1,5" de alta	5 HP	1
	Bomba para soluciones de 2" X 1,5" de baja	2 HP	1
	Bomba sumergible	2 HP	1
	Tanque de lámina	Capacidad de 30 m ³	1
	Tanques auxiliares de propileno	1.000 L	1
	Tanque auxiliares de lámina para neutralización	D = 3m, H = 3,5 m	1
	Tanque reactor	D = 3m, H = 3 m	1
Filtro prensa	35 marcos	1	

La puesta en marcha de la propuesta de modernización requiere la compra total de la maquinaria que se relaciona enseguida. Estas especificaciones técnicas corresponden al volumen de material mineral que se debe extraer por día y a la capacidad de procesamiento de la planta de beneficio definida por el equipo técnico

Instalaciones eléctricas e hidráulicas

Este rubro comprende el costo de materiales y el pago de honorarios del personal calificado que llevará a cabo las adecuaciones eléctricas e hidráulicas necesarias para la instalación y puesta en funcionamiento de la maquinaria y los equipos nuevos.

Montaje de laboratorio

Este rubro comprende el costo del montaje del laboratorio requerido para obtener información oportuna y veraz acerca de la eficiencia de las operaciones implicadas en el proceso, y de los impactos ambientales de tipo químico que se estén causando con el proceso de beneficio.

Activos diferidos

La adquisición del siguiente activo diferido está sujeta a las condiciones propias de cada unidad de explotación.

El monto de las inversiones que se requieren para mejorar las operaciones en la fase de extracción del mineral y la adecuación de la planta de beneficio (maquinaria y equipo, instalaciones eléctricas e hidráulicas y montaje de laboratorio) dependerá de las características de cada mina y de cada planta, así como de la negociación del minero con su proveedor

Licencia ambiental

Este rubro comprende el costo de los estudios previos que se deben realizar para tramitar la solicitud de la licencia ambiental y el valor que se debe pagar a la autoridad ambiental competente, una vez sea aprobada la licencia.

Para el desarrollo de la explotación minera y el beneficio de oro se debe contar con dos criterios básicos: a) trabajar bajo el amparo de un título minero, y b) contar con licencia ambiental.

9.2.1.2. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE COSTOS DE LA FASE DE EXTRACCIÓN

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente cada uno de los costos directos de la fase de extracción del material de mina.

Costos directos de la fase de extracción

Los costos directos de la fase de extracción del mineral tienen que ver con la adquisición de insumos (partes, accesorios, herramientas, suministros, combustible y explosivos), la compra de elementos de seguridad industrial, la contratación de mano de obra, el mantenimiento de maquinaria y equipos, el pago de energía eléctrica y la depreciación de bienes físicos.

Insumos para la fase de extracción

Respecto al rubro de insumos, se tiene en cuenta el costo mensual de la adquisición de partes y accesorios de la maquinaria y los equipos, las herramientas y los suministros para la extracción, y el combustible y los explosivos utilizados.

En las siguientes tablas se muestra el detalle de los insumos que se utilizan en las operaciones de extracción del material de mina, de acuerdo con los metros de avance en la exploración definidos previamente por el equipo técnico (26 metros de avance mensual, según variables de operación de la mina y de la planta típicas de la zona).

Mano de obra para la fase de extracción

En este rubro se cuantifica el pago mensual de los salarios del personal vinculado a la operación de extracción del mineral, los aportes a seguridad social que deben ser asumidos por el empleador con base en la Ley 100 de 1993 (salud, pensión y ARL), los aportes parafiscales que deben destinarse al Instituto de Bienestar Familiar (ICBF), al SENA y a las cajas de compensación familiar (CCF), así como la respectiva provisión mensual para el pago de las prestaciones sociales (prima, vacaciones, cesantías e intereses de cesantías).

Salarios de los empleados

El costo de mano de obra se calcula para un total de diez empleados, conforme a la distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, que se muestran en la figura 9.4.

Figura 9.3. Insumos para la extracción de material de mina

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD
PARTES Y ACCESORIOS	
Acople 3/4 espigo CH	2 unidades
Acople 3/4 macho CH	2 unidades
Acople 3/4 macho CH	2 unidades
Abrazadera 3/4 CH	2 unidades
Barra de avance	1 unidades
Broca helicoidal SDS Max Diager 32 * 690	2 unidades
Broca helicoidal SDS Max Diager 1. 174 * 36 (32 * 920 mm)	2 unidades
Barrena integral Sandvik de 3" (0,80) cm	1 unidad
Barrena integral Sandvik de 4" (1,20) cm	1 unidad
HERRAMIENTAS Y SUMINISTROS	
Carretas	1 unidades
Palas	4 unidades
Picas	4 unidades
Manguera para aire comprimido, 1"	26 metros
Manguera para agua, 1"	26 metros
Tablón de madera, 2 m	30 tablones
Palancas de madera	26 unidades
Cable encauchetado, 3" x 10"	60 metros
Toma eléctrica	2 unidades
Clavos de acero de 3"	1 cajas x 25 unidades
Tubo PVC, 3"	24 metros
Clavija industrial	2 unidades
Bombillos de litio	8 unidades
Ducto plástico para ventilador	75 metros
Mangas para ventilador	26 metros
Aceite Mobil ALMO 527	2 unidades
COMBUSTIBLE Y EXPLOSIVOS	
Combustible diésel	208 galones
Indugel Plus AP (26 x 250 mm) caja de 25 kilogramos	400 kg
Cordón detonante	500 metros
Detonador común n.º 8 (caja de 100 unidades)	800 unidades
Mecha lenta de seguridad (caja de 500 metros)	2.000 metros

Figura 9.4. Distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, fase de extracción

PROCESO	CARGO	CANTIDAD DE OPERARIOS	TURNOS X DÍA	SUELDO BÁSICO X MES (COP)	AUX. TRANSPORTE X MES (COP)	SALARIO TOTAL X MES (COP)*
Frente de explotación	Operario	4	1	877.803	102.854	3.922.628
Carga y transporte	Operario	2	1	877.803	102.854	1.961.314
Preparación	Operario	2	1	877.803	102.854	1.961.314
Desarrollo	Operario	1	1	877.803	102.854	980.657
General	Supervisor	1	1	877.803	102.854	980.657
Total		10		4.389.015	514.270	9.806.570

* El salario total asignado a los operarios y al supervisor corresponde al valor del salario mínimo mensual vigente en Colombia durante 2020.

Figura 9.5. Tablas de aportes a seguridad social, parafiscales y prestaciones sociales

CONCEPTO	APORTE SGSS COP (\$)	DESCRIPCIÓN
EPS (salud)	\$ 74.613	Aporte total (12,5 %): \$ 109.725 Aporte del empleador (8,5 %): \$74.613 Aporte del trabajador (4 %): \$35.112
AFP (pensión)	\$ 105.336	Aporte total (16 %): \$ 140.448 Aporte del empleador (12 %): \$105.336 Aporte del trabajador (4 %): \$35.112
ARL (profesionales)	\$ 61.095	Aporte total a riesgo V (6,96 %): \$61.095 Aporte del empleador: \$61.095
Total:	\$ 241.044	

*Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2020, con base en la Ley 100 de 1993.

CONCEPTO	APORTES PARAFISCALES COP(\$)	DESCRIPCIÓN
Caja de compensación familiar	\$ 35.112	Aporte total a CCF: 4 %, a cargo del empleador
ICBF	\$ 26.334	Aporte total al ICBF: 3 %, a cargo del empleador
SENA	\$ 17.556	Aporte total al SENA: 2 %, a cargo del empleador
Total:	\$ 79.002	

*Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2020, con base en los porcentajes establecidos en el Código Sustantivo del Trabajo.

CONCEPTO	PRESTACIONES SOCIALES COP(\$)	DESCRIPCIÓN
Cesantías (8,33%)	\$ 81.689	8,33 %. Equivale a un mes de salario por cada año trabajado, o según el tiempo laborado
Intereses de cesantías (12%)	\$ 9.803	12 %. Corresponde al 12 % sobre el valor a pagar de las cesantías
Prima de servicios (8,33%)	\$ 81.689	8,33 %. Equivale a un mes de salario por cada año trabajado, o según el tiempo laborado
Vacaciones (4,17%)	\$ 40.893	4,17 %. La ley del trabajo establece 15 días hábiles consecutivos de vacaciones anuales remuneradas
TOTAL	\$ 214.074	

*Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2020, con base en Ley 1607 de 2012.

El cálculo de los aportes al SGSS y de las contribuciones parafiscales se debe realizar sobre la base del sueldo básico, es decir, sin tener en cuenta el auxilio de transporte, en tanto que la liquidación de las prestaciones sociales se debe tomar como base del cálculo del salario total, esto es, el sueldo básico más el auxilio de transporte

Aportes al Sistema General de Seguridad Social

El cálculo de aportes a cargo del empleador, con destino al Sistema General de Seguridad Social (SGSS), se realizó con base en los sueldos básicos por mes que se indicaron en la tabla anterior.

Fórmula para calcular los aportes a seguridad social (SGSS)

Aportes a seguridad social (\$/mes) = sueldo básico (\$) × % aportes (EPS, pensión, ARL)

Aportes parafiscales

El cálculo de aportes parafiscales que corresponden a una contribución obligatoria del empleador con destino al Servicio Nacional de Aprendizaje, al Instituto Colombiano de Bienestar Familiar y a las cajas de compensación familiar, con el propósito de que dicho aporte permita a estas entidades ejecutar las labores para las cuales fueron creadas, se estimó conforme a los salarios básicos asignados a los empleados.

Fórmula para calcular los aportes a parafiscales

Aportes parafiscales (\$/mes) = sueldo básico (\$) × % aporte (SENA, ICBF, CCF)

Prestaciones sociales

El cálculo de la provisión mensual sobre el valor de la nómina, para el pago de prestaciones sociales a los trabajadores, se estimó con base en el salario mensual total asignado a cada operario.

Fórmula para calcular la provisión para pago de prestaciones sociales

Provisión (\$/mes) = salario total (\$) × % de carga prestacional (prima, vacaciones, cesantías)

Fórmula para calcular la provisión para intereses de cesantías

Provisión para pago de intereses de cesantías (\$/mes) = cesantías (\$) × 12%

Elementos de protección personal para la fase de extracción

Este rubro comprende el costo de la adquisición de los elementos que conforman el equipo de protección personal de los operarios de la mina.

Para calcular este costo se consideró la frecuencia de compra de los elementos y las respectivas cantidades, para establecer un factor de conversión que permitiera convertir el costo total en un costo mensual. Lo anterior, teniendo en cuenta que estos elementos tienen frecuencia de compra diferente.

La figura 9.6 contiene el detalle de los elementos de protección personal que se requieren para garantizar la seguridad de los trabajadores de la mina.

Mantenimiento de los bienes físicos para la fase de extracción

En este rubro se cuantifican todos los gastos necesarios para conservar la maquinaria y los equipos en buenas condiciones, a efectos de que trabajen con rendimiento normal durante su vida útil y prolonguen sustancialmente su tiempo de uso.

El costo del mantenimiento de la maquinaria y de los equipos se estableció como un porcentaje equivalente a 0,30% del valor comercial de la maquinaria (este valor incluye el costo del mantenimiento preventivo y correctivo y la compra de repuestos).

Fórmula para calcular el costo de mantenimiento

Costo de mantenimiento (\$) = valor comercial total (\$) × 0,75%

Costo de energía eléctrica para la fase de extracción

En este rubro se cuantifica el costo de la energía eléctrica mensual que se consume en el proceso de extracción del mineral.

El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados para la extracción del mineral y el número de horas al día durante las cuales se utilizarían, de acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos.

El costo total por energía eléctrica mensual se calcula con base en el consumo en kWh/mes, y la tarifa por kW que se paga a la empresa que suministra el servicio.

Fórmula para calcular el costo mensual de energía eléctrica

Costo de la energía eléctrica (\$) = consumo energía (kWh/mes) × tarifa kW (\$)

Figura 9.6. Elementos de protección personal para trabajadores en mina

DESCRIPCIÓN	FRECUENCIA DE COMPRA	CANTIDAD*
Arnés en X Expert Line	Quinquenal	5 unidades
Línea de vida de 16 mm, 50 metros	Quinquenal	5 unidades
Cargador individual CH	Anual	15 unidades
Lámpara KL5LM naranja de 8.000 lux	Anual	15 unidades
Cargador para lámpara	Anual	4 unidades
Lámpara KL4MS	Anual	4 unidades
Casco con portalámpara	Anual	15 unidades
Overol tipo piloto, con cinta	Cuatrimestral	30 unidades
Cinturón minero de nylon con anillo	Cuatrimestral	10 unidades
Bota de seguridad exportadora	Cuatrimestral	15 unidades
Bota Conga II	Cuatrimestral	15 unidades
Fono Samuray (protector auditivo externo)	Cuatrimestral	15 unidades
Conjunto de 2 piezas de ajuste en broche (impermeable)	Cuatrimestral	15 unidades
Respirador media cara 7500	Cuatrimestral	15 unidades
Guante de nylon de nitrilo	Mensual	30 unidades
Guante de carnaza	Mensual	30 unidades
Filtros para partículas 7993B A/E 110167-5	Mensual	20 unidades
Lente Nitro II AF 110005-0	Mensual	15 unidades
Protector reusable Libus-Reflex, bolsa (protector auditivo de inserción)	Mensual	20 unidades
Autorrescatador modelo Ci-30KS	Anual	11 unidades
Monitor multigás IBRID MX6, multidetector de seis gases	Bianual	2 unidades
Estuche portátil, multidetector	Anual	2 unidades
Paquete de calibración, 1 año	Anual	2 unidades

* Las cantidades se determinaron para un total de 10 empleados.

Figura 9.7. Consumo de energía eléctrica por equipo

EQUIPO	CANTIDAD	POTENCIA DE MOTOR hp	POTENCIA DE MOTOR Kw	POTENCIA EFECTIVA Kw	HORAS TRABAJO	Kw/DÍA	Kw/MES
Rotomartillo eléctrico	2	2	1,5	1,2	8	19,2	499
Ventiladores axial	2	2	1,5	1,2	8	19,2	499
Bomba sumergible	1	1,5	1,125	0,9	8	7,2	187
Bomba autocebante	2	1,5	1,125	0,9	8	14,4	374
Extractor ventilador axial	1	2	1,5	1,2	8	9,6	250
Motor malacate	2	3	2,25	1,8	8	28,8	749
Total:						98,4	2.558

La figura 9.7 contiene el detalle del consumo de energía eléctrica por mes para cada equipo.

Depreciación maquinaria y equipo durante la fase de extracción

En este rubro se valora la reducción en el valor de la maquinaria como consecuencia de su uso. Debe tenerse en cuenta que, pese a que la depreciación no representa una salida de efectivo, este mecanismo debe considerarse a efectos de recuperar la inversión en activos fijos.

El valor de depreciación mensual de cada equipo se estimó por medio del método en línea recta, utilizando como referencia un tiempo de vida útil de diez años.

El método de línea recta está reconocido por la DIAN para descontar el valor de la depreciación de la base de cálculo del impuesto de renta y complementarios

Fórmula para calcular la depreciación de la maquinaria y equipo

Costo de depreciación (\$) = valor comercial del equipo (\$) / tiempo de vida útil (meses)

9.2.1.3. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE COSTOS DE LA FASE DE BENEFICIO

En esta etapa se identificó y valoró monetariamente cada uno de los costos (directos e indirectos) de la operación de la planta de beneficio, conforme a la ruta metalúrgica propuesta.

De acuerdo con el diagrama de operaciones de la ruta metalúrgica propuesta (sección 8.1.), los costos de operación se cuantificaron y clasificaron para cada uno de los siguientes procesos:

- Trituración y molienda
- Concentración (gravimétrica)
- Cianuración
- Fundición
- Manejo ambiental

Costos directos de la fase de beneficio

Los costos directos del proceso de beneficio tienen que ver con la adquisición de materia prima e insumos, la contratación de mano de obra, el mantenimiento de maquinaria y equipos, análisis y pruebas de laboratorio, pago de servicios públicos (energía eléctrica y agua) y depreciación de bienes físicos.

Materia prima para la fase de beneficio-costo de extracción

El costo de materia prima corresponde al valor que se debe pagar por cada tonelada de material mineral puesto en tolva. En este ejercicio, el costo de la materia prima se define como el costo de extracción del mineral, que incluye los rubros mencionados en la sección 9.2.1.2, "Identificación y valoración de costos de la fase de extracción".

Figura 9.8. Insumos para la fase de beneficio

PROCESOS	DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CONSUMO / TONELADA*	CONSUMO MENSUAL**
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Cuerpos moledores	kg	1,2	250
	Revestimientos de trituradora primaria	kg	1,2	250
	Revestimientos de trituradora secundaria	kg	1,2	250
	Revestimientos de molino primario	kg	1,2	250
	Revestimientos de molino secundario	kg	1,2	250
FLOTACIÓN	Aero 5160 (contratipo A31)	kg	0,045	9
	Aero 8255 (contratipo A31)	kg	0,045	9
	Amil xantato de potasio	kg	0,085	18
	Espumante Aero-froth65	kg	0,04	8
	Sulfato de cobre	kg	0,08	16
CIANURACIÓN***	Cianuro de sodio (NaCN)	kg	5,4	353
	Cal (CaHO)	kg	4,7	978
	Hidróxido de sodio (potasa)	kg	0,0391	8
	Acetato de plomo	kg	0,003	1
	Polvo de zinc	kg	0,024	5
	Celite (Diactive 12)	kg	0,013	3
FUNCIÓN	Bórax pentahidratado	kg	0,044	9
	Carbonato de sodio	kg	0,008	2
	Sílice - cuarzo	kg	0,025	5
MANEJO AMBIENTAL	Floculante	kg	0,004	1
	Ácido sulfúrico	kg	0,300	62
	Peróxido de hidrógeno	kg	0,230	48

* La dosificación por tonelada fue determinada por el equipo técnico. ** La cantidad consumida mensualmente se estimó para 208 toneladas, conforme a las variables de operación de la planta. *** La cantidad de mineral que va a cianuración corresponde al 12,5% del material de cabeza, correspondiente a las colas de refinación por batea.

Debe tenerse en cuenta que, en la estimación de los costos totales de la fase de beneficio, al costo de extracción por cada tonelada de material procesado se le descuenta el valor de la depreciación de los bienes físicos y maquinaria utilizados en esta fase, a efectos de facilitar la sistematización de la información en el flujo de caja del proyecto.

Mano de obra ocupada en la fase de beneficio

En este rubro se cuantifica el pago mensual de los salarios del personal vinculado a la operación de beneficio, los aportes a seguridad social que deben ser asumidos por el empleador con base en la Ley 100 de 1993 (salud, pensión y ARL), los aportes parafiscales que deben destinarse al Instituto de Bienestar Familiar (ICBF), al SENA y a las cajas de compensación familiar (CCF), así como la respectiva provisión mensual para el pago de las prestaciones sociales (prima, vacaciones, cesantías e intereses de cesantías).

Salarios de los empleados

El costo de mano de obra se calcula para un total de seis empleados, conforme a la distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, que se muestran en la siguiente tabla:

Figura 9.9. Distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, fase de beneficio

PROCESO	CARGO	CANTIDAD DE OPERARIOS	TURNOS X DÍA	SUELDO BÁSICO X MES (COP)	AUX. TRANSPORTE X MES (COP)	SALARIO TOTAL X MES (COP)*
Trituración y molienda	Operario	2	1	877.803	102.854	1.961.314
Concentración	Operario	2	1	877.803	102.854	1.961.314
Cianuración	Operario	1	1	877.803	102.854	980.657
Fundición	Operario	1	1	877.803	102.854	980.657
Total		6				5.883.942

* El salario total asignado a los operarios y el supervisor corresponde al valor del salario mínimo mensual vigente en Colombia durante 2020.

Figura 9.10. Tablas de aportes a seguridad social, parafiscales y prestaciones sociales

CONCEPTO	APORTE SGSS COP (\$)	DESCRIPCIÓN
EPS (salud)	\$ 74.613	Aporte total (12,5 %): \$ 109.725 Aporte del empleador (8,5 %): \$74.613 Aporte del trabajador (4 %): \$35.112
AFP (pensión)	\$ 105.336	Aporte total (16 %): \$ 140.448 Aporte del empleador (12 %): \$105.336 Aporte del trabajador (4 %): \$35.112
ARL profesionales)	\$ 61.095	Aporte total a riesgo V (6,96 %): \$61.095 Aporte del empleador: \$61.095
Total:	\$ 241.044	

*Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2020, con base en la Ley 100 de 1993.

CONCEPTO	APORTES PARAFISCALES COP(\$)	DESCRIPCIÓN
Caja de compensación familiar	\$ 35.112	Aporte total a CCF: 4 %, a cargo del empleador
ICBF	\$ 26.334	Aporte total al ICBF: 3 %, a cargo del empleador
SENA	\$ 17.556	Aporte total al SENA: 2 %, a cargo del empleador
Total:	\$ 79.002	

*Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2020, con base en los porcentajes establecidos en el Código Sustantivo del Trabajo.

CONCEPTO	PRESTACIONES SOCIALES COP(\$)	DESCRIPCIÓN
Cesantías (8,33%)	\$ 81.689	8,33 %. Equivale a un mes de salario por cada año trabajado, o según el tiempo laborado
Intereses de cesantías (12%)	\$ 9.803	12 %. Corresponde al 12 % sobre el valor a pagar de las cesantías
Prima de servicios (8,33%)	\$ 81.689	8,33 %. Equivale a un mes de salario por cada año trabajado, o según el tiempo laborado
Vacaciones (4,17%)	\$ 40.893	4,17 %. La ley del trabajo establece 15 días hábiles consecutivos de vacaciones anuales remuneradas
TOTAL	\$ 214.074	

*Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2020, con base en Ley 1607 de 2012.

trabajadores, se estimó con base en el salario mensual total asignado a cada operario.

Fórmula para calcular la provisión para pago de prestaciones sociales

Provisión (\$/mes) = salario total (\$) × % de carga prestacional (prima, vacaciones, cesantías)

Fórmula para calcular la provisión para intereses de cesantías

Provisión para pago de intereses de cesantías (\$/mes) = cesantías (\$) × 12 %

Mantenimiento de los bienes físicos durante la fase de beneficio

En este rubro se cuantifican todos los gastos necesarios para conservar la maquinaria y los equipos de la planta de beneficio en buenas condiciones, a efectos de que trabajen con rendimiento normal durante su vida útil.

El cálculo de los aportes al SGSS y de las contribuciones parafiscales se debe realizar sobre la base del sueldo básico, es decir, sin tener en cuenta el auxilio de transporte, en tanto que la liquidación de las prestaciones sociales se debe tomar como base del cálculo del salario total, esto es, el sueldo básico más el auxilio de transporte

Aportes al Sistema General de Seguridad Social

El cálculo de aportes a cargo del empleador, con destino al Sistema General de Seguridad Social (SGSS) se realizó con base en los sueldos básicos por mes que se indicaron en la tabla anterior.

Fórmula para calcular los aportes a seguridad social

Aportes a seguridad social (\$/mes) = sueldo básico (\$) × % aportes (EPS, pensión, ARL)

Aportes parafiscales

El cálculo de aportes parafiscales que corresponden a una contribución obligatoria del empleador con destino al Servicio Nacional de Aprendizaje, al Instituto Colombiano de Bienestar Familiar y a las cajas de compensación familiar, con el propósito de que dicho aporte permita a estas entidades ejecutar las labores para las cuales fueron creadas, se estimó conforme a los salarios básicos asignados a los empleados.

Fórmula para calcular los aportes a parafiscales

Aportes parafiscales (\$/mes) = sueldo básico (\$) × % aporte (SENA, ICBF, CCF)

Prestaciones sociales

El cálculo de la provisión mensual sobre el valor de la nómina, para el pago de prestaciones sociales a los

El costo del mantenimiento de la maquinaria y de los equipos se estableció como un porcentaje equivalente a 0,30% del valor comercial de la maquinaria (este valor incluye el costo del mantenimiento preventivo y correctivo y la compra de repuestos).

Fórmula para calcular el costo de mantenimiento

Costo de mantenimiento (\$) = valor comercial total (\$) x 0,75%

Análisis y pruebas de laboratorio durante la fase de beneficio

Este rubro comprende el costo de los ensayos de laboratorio que deben realizarse cada mes con el objetivo de disponer de información oportuna y veraz acerca de la eficiencia de las operaciones en cada uno de los procesos, así como de los impactos ambientales de tipo químico que se estén generando.

En la figura 9.11 se relacionan los tipos de ensayos, tipos de muestras y cantidades mínimas que se deben realizar en cada mes de la operación.

Figura 9.11. Análisis y pruebas de laboratorio de la fase de beneficio

PROCESOS	TIPO DE ENSAYO	TIPO DE MUESTRA	CANTIDAD (UNIDAD/MES)
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Ensayos al fuego	Cabeza general	26
	Ensayos al fuego	Cola de flotación	26
CONCENTRACIÓN	Ensayos al fuego	Concentrado de mesa	26
	Ensayos al fuego	Superconcentrado	8
	Ensayos al fuego	Fundido	8
CIANURACIÓN	Ensayos al fuego	Cola de cianuración	26
	Absorción atómica	Oro en solución de cianuración	52
	Absorción atómica	Oro en solución pobre	26
	Absorción atómica	Cinc en solución pobre	2
	Absorción atómica	Cobre en solución	2
MANEJO AMBIENTAL	Absorción atómica	Ambientales	4

Servicios públicos durante la fase de beneficio

Es necesario precisar que en los costos indirectos de fabricación (CIF) usualmente se tienen en cuenta los costos de los servicios públicos. Sin embargo, en este ejercicio financiero se clasifica el costo del consumo de agua y energía como costos directos del proceso de operación, con el objetivo de establecer un punto de referencia

Figura 9.12. Consumo de energía por equipos de la fase de beneficio

	EQUIPO	CANTIDAD	POTENCIA DE MOTOR		POTENCIA EFECTIVA Kw	HORAS TRABAJO	Kw/ DÍA	Kw/ MES
			hp	Kw				
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Trituradora de quijadas	12	9	7,2	1	8	57,6	1.498
	Criba vibratoria	2	1,5	1,2	1	8	9,6	250
	Trituradora de martillos	25	18,75	15	1	8	120	3.120
	Banda transportadora	3	2,25	1,8	1	8	14,4	374
	Molino de bolas primario	30	22,5	18	1	8	144	3.744
	Molino de bolas secundario	25	18,75	15	1	8	120	3.120
	Bomba de sólidos	7,5	5,625	4,5	2	8	72	1.872
Total trituración y molienda								13.978
CONCENTRACIÓN	JIG	2	1,5	1,2	1	8	9,6	250
	Mesa Gemini de refinación	1	0,75	0,6	1	8	4,8	125
	Celdas de flotación circulares	2,5	1,875	1,5	2	8	24	624
	Tanque espesador	2	1,5	1,2	2	8	19,2	499
Total concentración								1.498
CIANURACIÓN	Tanque de agitación (lixiviación)	12	9	7,2	1	8	57,6	1.498
	Precipitación, sistema Merrill Crowe	14	10,5	8,4	1	8	67,2	1.747
	Sistema de aire	2,5	1,875	1,5	1	8	12	312
Total cianuración								3.557
MANEJO AMBIENTAL	Tanque agitado para neutralización	12	9	7,2	1	8	57,6	1.498
	Bombas para recirculación de aguas y soluciones	5	3,75	3	3	8	72	1.872
Total manejo ambiental								3.370
Total							22.402	

para evaluar el aumento de consumo de energía que se generaría en la planta, a partir de la implementación de la propuesta tecnológica, y estimar el costo del consumo de agua en el proceso de beneficio.

Costo de energía eléctrica

En este rubro se cuantifica el costo de la energía eléctrica que se consume mensualmente en el proceso de beneficio.

El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados en la planta y el número de horas al día durante las cuales se utilizarían, de acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos para la planta de beneficio. La siguiente tabla contiene el detalle del consumo de energía eléctrica por mes para cada equipo.

El costo total por energía eléctrica mensual se calcula con base en el consumo en kWh/mes, y la tarifa por kW que se paga a la empresa que suministra el servicio.

Fórmula para calcular el costo mensual de energía eléctrica

Costo de la energía eléctrica (\$) = consumo energía (kW-h/mes) × tarifa kW (\$)

Costo del agua

En este rubro se cuantifica el costo por consumo de agua en el proceso de beneficio de la planta, de acuerdo con la tarifa reportada por la empresa prestadora del servicio en la zona.

Para determinar la cantidad de agua que se consume en el proceso de beneficio de la planta, el equipo técnico realizó un ejercicio experimental basándose en un balance hídrico de masa, mediante el cual se logró establecer que el consumo específico de agua por tonelada de mineral procesado es de 0,53 m³.

Fórmula empleada para calcular el costo mensual de agua

Costo del agua (\$) = consumo de agua (m³/mes) × tarifa m³ (\$)

Depreciación de la maquinaria y el equipo durante la fase de beneficio

En este rubro se valora la reducción del valor de la maquinaria como consecuencia de su uso. Debe tenerse en cuenta que, pese a que la depreciación no representa una salida de efectivo, este mecanismo debe considerarse a efectos de recuperar la inversión en activos fijos.

El valor de depreciación mensual de cada equipo se estimó por medio del método en línea recta, utilizando como referencia un tiempo de vida útil de diez años.

Fórmula para calcular la depreciación de la maquinaria y el equipo

Costo depreciación (\$) = valor comercial del equipo (\$) / tiempo de vida útil (meses)

El método de línea recta está reconocido por la DIAN para descontar el valor de la depreciación de la base de cálculo del impuesto de renta y complementarios

El costo e ingreso unitario, es decir, el valor por cada gramo de oro, se calcula dividiendo el valor de los costos totales del mes entre el número de gramos recuperados, y viceversa

Costos indirectos de la fase de beneficio

En este análisis, los costos indirectos de fabricación (CIF) se calculan en un 10% de la suma de los costos directos de la planta de beneficio.

Costos totales de la fase de beneficio

Los costos totales de la operación mensual de la planta de beneficio se determinan mediante la suma de los costos directos e indirectos.

Fórmula para calcular el costo total

Costos totales mensuales (\$) = total de los costos directos mensuales (\$) + total de los costos indirectos mensuales (\$)

9.2.1.4. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE INGRESOS DE OPERACIÓN

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente los ingresos mensuales que se obtienen de la operación de la planta de beneficio después de la implementación de la ruta metalúrgica. Para esto se debe multiplicar la cantidad de oro producido en gramos por el precio al que se vende cada gramo de oro.

La cantidad de oro recuperado se halla mediante la aplicación de la siguiente fórmula:

Fórmula para calcular la cantidad de oro por tonelada procesada

Oro recuperado por tonelada (g) = tenor (g) × % de recuperación total

Figura 9.13. Recuperación de oro en la fase de beneficio

CANTIDAD DE MATERIAL PROCESADO (t)	TENOR	RECUPERACIÓN TOTAL (%)*	CANTIDAD RECUPERADA (g/t)**
1	36,2	100	36,2
1	36,2	83,6%	30,26

* Con la implementación de la propuesta tecnológica se puede alcanzar, como mínimo, un 86,2 % de oro por tonelada de material extraído. ** En este ejercicio se tuvo en cuenta un tenor de 36,2 g/t, correspondiente al balance de masa realizado. No obstante, para la zona minera de Sur de Bolívar, el tenor de corte con el que es rentable la operación de la ruta metalúrgica sugerida es de mínimo 8 gramos por tonelada, manteniendo el porcentaje de recuperación de oro por tonelada y con la capacidad sugerida de 8 t/día.

Una vez se ha determinado la cantidad de oro recuperado por cada tonelada de mineral procesada, se emplea la siguiente fórmula para establecer la cantidad de oro que se produce en un mes:

Fórmula para calcular la producción mensual de oro

Producción mensual de oro (g) = oro recuperado por tonelada (g) × mineral procesado mensualmente (t)

Finalmente, se utiliza la siguiente fórmula para determinar los ingresos mensuales por la venta de oro producido:

Fórmula para calcular los ingresos mensuales por venta de oro

Ingresos totales mensuales (\$) = producción mensual de oro (g) × precio del oro (\$/g)

Para el distrito minero San Martín de Loba, Barranco de Loba, Norosí y Tiquisio, el tenor con el que es rentable la operación de la ruta metalúrgica sugerida es de mínimo 7,2 gramos por tonelada

9.2.2. EVALUACIÓN FINANCIERA

En esta sección se expone la metodología que se emplea en las dos etapas de la evaluación financiera y se presentan los supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de ingresos y costos de operación durante el horizonte definido para la evaluación del proyecto.

Recordemos que la evaluación financiera de proyectos comprende esencialmente dos etapas: la construcción del flujo de caja del proyecto y la aplicación de métodos de evaluación para establecer la conveniencia de emprender o no un proyecto.

9.2.2.1. CONSTRUCCIÓN DEL FLUJO DE CAJA DEL PROYECTO

El tiempo definido para medir la bondad financiera del proyecto, u horizonte de evaluación del proyecto, es de cinco años.

A continuación, se explican cada uno de los componentes del flujo de caja y los supuestos que se utilizaron para la proyección de ingresos y costos de operación de la planta de beneficio en cada uno de los años que comprende el horizonte de evaluación.

Inversión inicial

El monto de la inversión inicial se registra en la estructura del flujo de caja en el año cero. Esto se debe a que la inversión se realiza antes de poner en marcha el proyecto.

Ingresos gravables

Los ingresos gravables que se registran en el flujo de caja del proyecto son los mismos ingresos operacionales que resultan de la venta de oro producido en cada año.

Supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de los ingresos gravables

La producción anual se mantiene constante en el horizonte de evaluación del proyecto (cada año se produce la misma cantidad de oro). A partir del segundo año, el precio del oro aumenta en una proporción del 3% anual.

Fórmula para calcular los ingresos gravables anuales

Ingresos gravables en el año 1 (\$) = producción de oro en el año 1 (g) × precio del oro en el año 1 (\$/g)

Egresos deducibles

Los egresos deducibles que se registran en el flujo de caja del proyecto son los costos de operación, la depreciación y el pago de regalías.

La tasa para la liquidación de regalías por explotación de oro es del 4% sobre la producción en boca de mina, según lo establece el artículo 16 de la Ley 756 de 2002.

Fórmula para la liquidación de las regalías

Regalías del año 1 (\$) = (producción de oro el año 1 (g) × precio fijado por el Banco de la República en el año 1 (\$/g) × 4%

Supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de los egresos deducibles

- A partir del 2.º año, el costo de la materia prima (representado en el costo de extracción) aumenta en una proporción del 3% anual
- A partir del 2.º año, el costo de los insumos aumenta en una proporción del 2% anual
- A partir del 2.º año, el costo de mano de obra aumenta en una proporción del 4% anual
- A partir del 2.º año, el precio para la liquidación de las regalías aumenta en una proporción de 3% anual

Las regalías corresponden a una contraprestación económica que debe reconocerse al Estado por la explotación de un recurso natural no renovable. En este caso, las regalías se pagan por la producción de oro, debido a que después de beneficiar el mineral, este no se regenera

De conformidad con los artículos 58, 332 y 360 de las Constitución Política de Colombia, toda explotación de recursos naturales no renovables de propiedad estatal genera una regalía como contraprestación económica

Los demás costos de operación (mantenimiento, análisis y pruebas de laboratorio, servicios públicos y costos indirectos de fabricación) permanecen constantes en el horizonte de evaluación del proyecto, es decir que para cada año el costo en estos rubros es el mismo.

Utilidad operacional

La utilidad operacional es la ganancia obtenida por la empresa, antes del pago de impuestos.

Fórmula para calcular la utilidad antes de pagar impuestos

Utilidad operacional del año 1 (\$) = ingresos gravables en el año 1 (\$) – egresos deducibles en el año 1 (\$)

Margen de utilidad operacional

Este indicador determina el porcentaje que queda por cada peso de venta después de deducir todos los costos y gastos de la operación de la planta de beneficio.

Fórmula para calcular el margen de utilidad operacional

Margen de utilidad operacional del año 1 (%) = (utilidad operacional en el año 1 (\$) / ingresos gravables en el año 1 (\$) × 100

Impuestos

En el flujo de caja del proyecto se debe estimar el impuesto de renta, que corresponde a una contribución que grava el ingreso de las personas y entidades económicas. Este impuesto sobre la renta incluye el gravamen al trabajo, al capital y la combinación de ambos (Glosario minero, 2017).

En la última reforma tributaria, contenida en la Ley 1819 del 29 de diciembre de 2016, se estableció el 33% como tarifa general del impuesto de renta para las personas jurídicas.

Debe tenerse en cuenta que en el momento de la liquidación del impuesto de renta se toman como base los ingresos gravables generados en el último año y se descuenta el monto correspondiente a los costos de operación, o egresos deducibles.

Fórmula para calcular el impuesto de renta

Impuesto de renta del año 1 (\$) = utilidad antes de pagar impuestos del año 1 (\$) × 33%

Utilidad neta

La utilidad neta es la ganancia obtenida por la empresa después de haber pagado impuestos.

Fórmula para calcular la utilidad neta

Utilidad neta del año 1 (\$) = utilidad operacional del año 1 (\$) – impuesto de renta del año 1 (\$)

Margen de utilidad neta

Este indicador determina el porcentaje que queda por cada peso de venta después de deducir todos los costos y gastos de la operación de la planta de beneficio, incluido el pago de impuesto de renta.

Fórmula para calcular el margen de utilidad neta

Margen de utilidad neta del año 1 (%) = (utilidad neta del año 1 (\$) / ingresos gravables en el año 1 (\$)) × 100

Flujo neto de efectivo

Los flujos netos de efectivo son los beneficios futuros que genera el proyecto en cada año que comprende el horizonte de evaluación.

Fórmula para calcular el flujo neto de efectivo

Flujo neto de efectivo en el año 1 (\$) = utilidad neta en el año 1 (\$) + depreciación en el año 1 (\$)

9.2.2.2. APLICACIÓN DE MÉTODOS PARA EVALUAR PROYECTOS

Enseguida se presentan las fórmulas que se emplearon para calcular los indicadores de evaluación financiera del proyecto de ruta metalúrgica propuesta.

Valor presente neto (VPN)

Para el cálculo del VPN se utilizaron dos tasas de descuento: la primera, equivalente al 20%, y la segunda, del 25%. Recordemos que la tasa de descuento (TD) se utiliza para trasladar los flujos netos de efectivo del futuro al presente.

Fórmula para calcular el VPN

$$\text{VPN} = (-) \text{ inversión inicial } (\$) + \frac{\text{FNE } (\$)_{\text{año } 1}}{(1 + \text{TD})^1} + \frac{\text{FNE } (\$)_{\text{año } 2}}{(1 + \text{TD})^2} \dots \frac{\text{FNE } (\$)_{\text{año } 5}}{(1 + \text{TD})^5}$$

Tasa interna de retorno (TIR)

Fórmula para calcular la TIR

$$\text{TIR} = (-) \frac{\text{Inversión Inicial } (\$) + \sum_{t=1}^5 \text{FNE } (\$)}{\sum_{t=1}^5 (\text{TD}(\%) \times \text{FNE}(\$))}$$

Relación beneficio/costo (rb/c)

Antes de calcular la relación beneficio/costo se requiere estimar el valor presente neto (VPN) de los beneficios y de los costos. Para esto se utilizaron dos tasas de descuento: la primera, equivalente al 20%, y la segunda, del 30%.

Fórmulas para calcular el valor presente de los ingresos y de los costos

$$\text{VPN Ingresos} = \frac{\text{Ingresos operacionales año 1}}{(1+ \text{TD})^1} + \frac{\text{Ingresos operacionales año 2}}{(1+ \text{TD})^2} \dots \frac{\text{Ingresos operacionales año 2}}{(1+ \text{TD})^2}$$

$$\text{VPN Costos} = \frac{\text{Costos operacionales año 1}}{(1+ \text{TD})^1} + \frac{\text{Costos operacionales año 2}}{(1+ \text{TD})^2} \dots \frac{\text{Costos operacionales año 2}}{(1+ \text{TD})^2}$$

Después de estimar el valor presente neto (VPN) de los ingresos y de los costos se procede a calcular la relación beneficio/costo (RB/C) a partir de la aplicación de la siguiente fórmula:

Fórmula para calcular la relación beneficio/costo (RB/C)

$$\text{Relación beneficio/costo} = \frac{\sum_{t=1}^5 (\text{VPN}) \text{ Ingresos}(\$)}{\sum_{t=1}^5 (\text{VPN}) \text{ Costos}(\$)}$$

Debe tenerse en cuenta que para el cálculo de la RB/C, en los costos operacionales no se tiene en cuenta la depreciación de los bienes físicos y la maquinaria.

9.3. ESTUDIO Y EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO DE LA ZONA MINERA DE SUR DE BOLÍVAR

Figura 9.14. Inversión inicial

DESCRIPCIÓN	COSTO COP (\$)*	% PARTICIPACIÓN SOBRE COSTOS TOTALES
Activos fijos		
Maquinaria y equipos nuevos, operaciones de extracción	148.287.945	10%
Maquinaria y equipos nuevos, operaciones de beneficio	1.110.575.137	78%
Instalaciones eléctricas e hidráulicas	166.178.718	12%
Total activos fijos	1.425.041.800	100%

* Los precios cotizados se encuentran detallados en el informe técnico.

Figura 9.15. Costos de la fase de extracción

DESCRIPCIÓN	COP \$	COP (\$/t)*
Mano de obra - fase extracción	13.547.579	65.133
Partes y accesorios	2.477.736	11.912
Herramientas y suministros	6.400.821	30.773
Combustible y explosivos	11.944.820	57.427
Elementos de Seguridad Industrial	4.414.641	21.224
Mantenimiento maquinaria	1.112.160	5.347
Energía eléctrica	1.263.850	6.076
Depreciación maquinaria	1.235.733	5.941
Total	42.397.339	203.833

* El costo de extracción del mineral por cada tonelada, descontando el valor de la depreciación de los bienes físicos, es de COP 197.892/t.

En esta sección se presentan los resultados del ejercicio financiero, el monto de recursos económicos que se requieren para la inversión inicial, los costos totales y el valor de la producción en función de los parámetros de operación definidos para la mina y la planta, y los indicadores que comprueban la viabilidad financiera del proyecto, de acuerdo con las condiciones iniciales típicas en la zona.

Figura 9.16. Estructura de los costos de la fase de extracción de oro, operación futura en mina

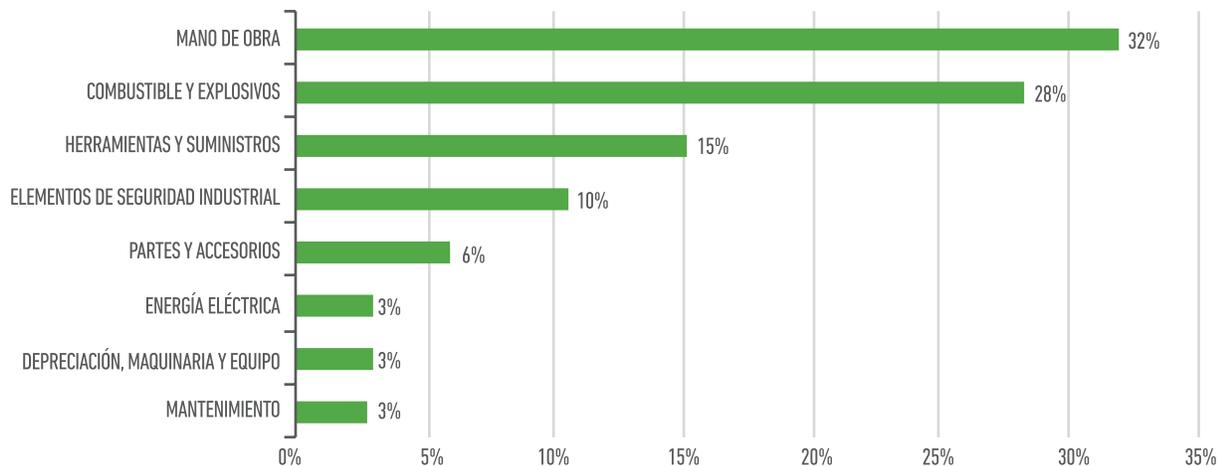


Figura 9.17. Costos de operación total (extracción + beneficio) por mes

DESCRIPCIÓN	COP (\$)
COSTOS DIRECTOS	
Materia prima	42.397.339
Insumos	12.758.270
Mano de obra	8.768.641
Mantenimiento	8.329.314
Análisis y pruebas de laboratorio	27.095.532
Servicios públicos	11.373.629
Depreciación de maquinaria y equipo	9.254.793
Total costos directos	119.977.518
COSTOS INDIRECTOS	
Costos indirectos de fabricación (CIF)	11.997.752
Total costos directos + indirectos	131.975.270

Figura 9.18. Estructura de los costos de la fase de beneficio, operación futura en planta

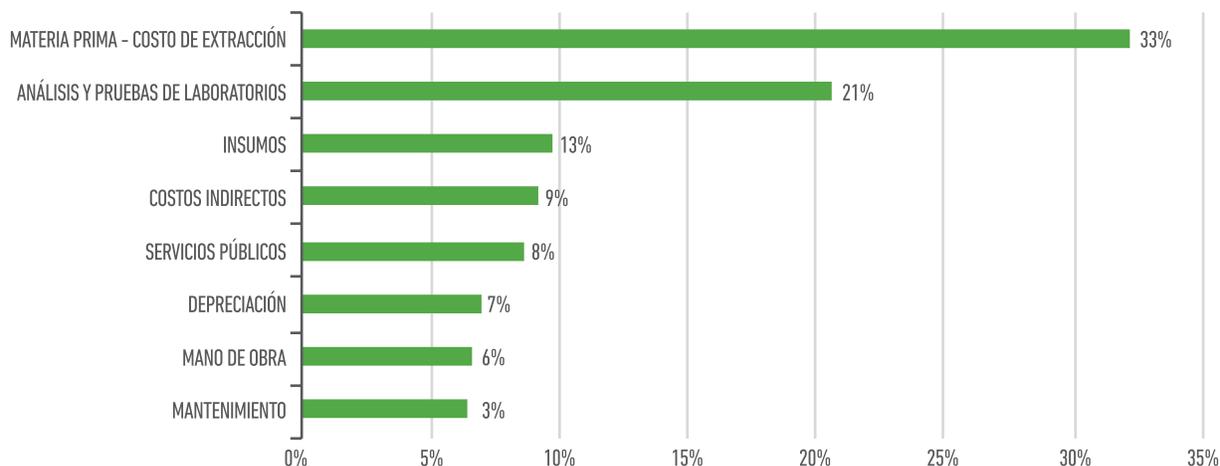


Figura 9.19. Ingresos de operación futura, por mes

TENOR	RECUPERACIÓN DE ORO (%)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/t)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/mes)	PRECIO UNITARIO DE ORO (\$/g)*	COP (\$)
36,2	83,6	30,26	6.295	144.466	909.378.764

* Corresponde al precio promedio internacional del oro en 2019. Fuente: cálculo propio con base en información del equipo técnico y el Banco de la República.

Figura 9.20. Flujo de caja del proyecto en horizonte de evaluación (cinco años)

CONCEPTO	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5
(1) inversión inicial (-)						
Total inversión inicial	-1.425.041.800					
(2) Ingresos gravables (+)						
Ingresos operacionales		10.912.545.164	11.239.921.519	11.577.119.164	11.924.432.739	12.282.165.721
Total ingresos gravables		10.912.545.164	11.239.921.519	11.577.119.164	11.924.432.739	12.282.165.721
(3) Egresos deducibles (-)						
Costos operacionales		1.457.816.935	1.482.114.957	1.507.154.536	1.532.959.098	1.559.552.830
Regalías (4 %)		349.201.445	359.677.489	370.467.813	381.581.848	393.029.303
Depreciación		125.886.308	125.886.308	125.886.308	125.886.308	125.886.308
Total egresos deducibles		1.932.904.689	1.967.678.754	2.003.508.658	2.040.427.254	2.078.468.442
(4) Utilidad antes de impuestos		8.979.640.475	9.272.242.765	9.573.610.506	9.884.005.485	10.203.697.280
(5) Margen de utilidad operacional		82,3%	82,5%	82,7%	82,9%	83,1%
(6) Impuestos (-)						
Impuesto de renta (33 %) (-)		2.963.281.357	3.059.840.112	3.159.291.467	3.261.721.810	3.367.220.102
Total impuestos		2.963.281.357	3.059.840.112	3.159.291.467	3.261.721.810	3.367.220.102
(7) Utilidad neta		6.016.359.118	6.212.402.652	6.414.319.039	6.622.283.675	6.836.477.177
(8) Margen de utilidad neta		55,1%	55,3%	55,4%	55,5%	55,7%
(9) Depreciación (+)		125.886.308	125.886.308	125.886.308	125.886.308	125.886.308
(10) Flujo neto de efectivo	-1.425.041.800	6.142.245.427	6.338.288.961	6.540.205.347	6.748.169.983	6.962.363.486

9.3.1. RESULTADOS E INTERPRETACIÓN DE INDICADORES DE EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO DE LA ZONA MINERA DE SUR DE BOLÍVAR

Figura 9.21. Indicadores de evaluación financiera del proyecto de la zona

DESCRIPCIÓN	TASA DE DESCUENTO 20 %	TASA DE DESCUENTO 25 %
Valor presente neto (VPN)	\$17.932.270.204	\$14.264.998.009
Tasa interna de retorno (TIR)	434%	434%
Relación beneficio/costo (RB/C)	6,96	7,16

El VPN del proyecto de implementación de la ruta metalúrgica propuesta para la zona minera de Sur de Bolívar, a una tasa de descuento del 20%, es de COP 17.932.270.204.

El VPN del proyecto de implementación de la ruta metalúrgica propuesta para la zona minera de Sur de Bolívar, a una tasa de descuento del 30%, es de COP 14.264.998.009.

Teniendo en cuenta que el VPN es mayor que cero (en ambas tasas de descuento), se concluye que el proyecto es viable desde el punto de vista financiero, pues los dineros invertidos en el proyecto rinden más que estas tasas de interés de oportunidad.

La TIR anual obtenida es mayor que las dos tasas de interés de oportunidad del inversionista, definidas en este proyecto como el 20 y 30% anuales. Se concluye que este proyecto se justifica desde el punto de vista financiero, en la medida en que los dineros que permanecen invertidos en el proyecto rinden a una tasa superior al costo de oportunidad definido.

Para este proyecto, la relación beneficio/costo a tasas de interés de oportunidad del 20 y 30% es de 6,96 y 7,16, respectivamente. De este resultado se concluye que el proyecto es viable desde el punto de vista financiero, pues los beneficios son mayores que los costos.

9.4. ESTUDIO FINANCIERO DE LA OPERACIÓN ACTUAL VS. LA OPERACIÓN FUTURA EN LA ZONA MINERA DE SUR DE BOLÍVAR

En esta sección se exponen los resultados del estudio financiero de la operación actual de la mina y planta de beneficio típicas de la zona minera de Sur de Bolívar a partir de los cuales se estableció una base de comparación (en términos de porcentaje de recuperación, cantidad de oro recuperado, costo unitario de producción, margen de utilidad operacional y de utilidad neta), para analizar la viabilidad económica de la implementación de la ruta metalúrgica propuesta.

Variables de operación actual de la mina y planta de beneficio típicas de la zona minera de Tiquisio, San Martín y Barranco de Loba (Bolívar)

• Tiempo de trabajo en mina	8 h/día
• Volumen de material de mina extraído	1 t/día
• Volumen de material estéril extraído	0,5 t/día
• Volumen de material mineral extraído	0,5/día
• Capacidad de procesamiento	0,0625 t/h
• Funcionamiento de la planta	8 h/día
• Volumen de procesamiento	0,5 t/día
• Turnos por día	1 por día
• Días de operación al mes	20 días
• Volumen de procesamiento	10/mes
• Tenor por tonelada de material de mina	36,2 g/t
• Porcentaje total de recuperación de oro	50%
• Recuperación total de oro	18,10g/t

Debe tenerse en cuenta que las variables de la operación actual de la mina y planta de beneficio típica de la zona se definieron a partir de la información recolectada en trabajo de campo por el equipo técnico

9.4.1. RESULTADOS DE LA OPERACIÓN ACTUAL DEL BENEFICIO DE ORO EN LA ZONA MINERA DE SUR DE BOLÍVAR

Figura 9.22. Costos actuales de la fase de extracción, por mes

DESCRIPCIÓN	COP \$	COP (\$/t)*
Mano de obra	6.059.126	605.913
Partes y accesorios	2.093.203	209.320
Herramientas y suministros	1.416.432	141.643
Combustible y explosivos	3.622.872	362.287
Elementos de seguridad industrial	205.277	20.528
Mantenimiento de maquinaria	270.543	27.054
Energía eléctrica	1.837.680	183.768
Depreciación de maquinaria	751.509	75.151
Total	16.256.641	1.625.664

* El costo de extracción del mineral por cada tonelada, descontando el valor de la depreciación de los bienes físicos, es de COP 252.484/t.

Figura 9.23. Estructura de costos actuales de la fase de extracción de oro

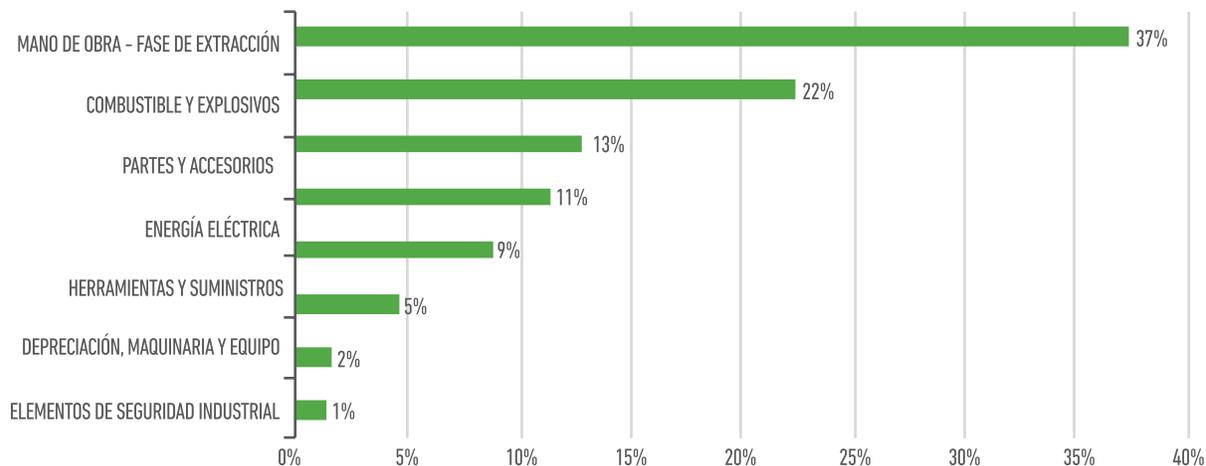


Figura 9.24. Costos de la operación actual (extracción + beneficio), por mes

DESCRIPCIÓN	COP (\$)
COSTOS DIRECTOS	
Materia prima	16.256.641
Insumos	281.316
Mano de obra	3.029.563
Mantenimiento	114.000
Servicios públicos	607.571
Depreciación de maquinaria y equipo	316.667
Total costos directos	20.605.758
COSTOS INDIRECTOS	
Costos indirectos de fabricación (CIF)	2.060.576
Total costos directos + indirectos	22.666.334

Figura 9.25. Estructura de los costos actuales de la fase de beneficio

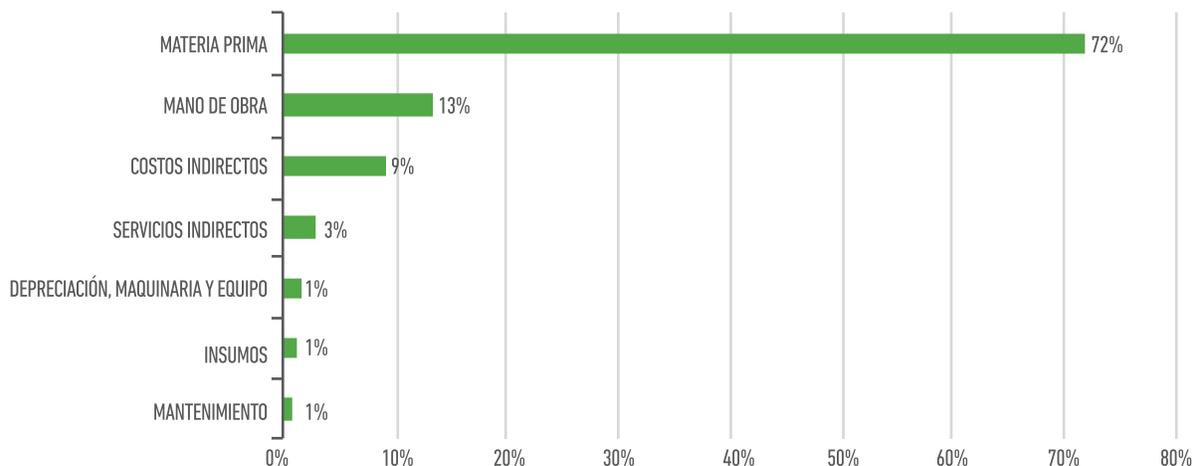


Figura 9.26. Ingresos de la operación actual, por mes

TENOR	RECUPERACIÓN DE ORO (%)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/t)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/mes)	PRECIO UNITARIO DE ORO (\$/g)*	COP (\$)
7,6	60	4,56	274	144.466	39.525.898

* Corresponde al precio promedio internacional del oro en 2019. Fuente: cálculo propio con base en información del equipo técnico y el Banco de la República.

Figura 9.27. Flujo de caja de la operación actual en horizonte de evaluación (cinco años)

CONCEPTO	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5
(1) Ingresos gravables (+)					
Ingresos operacionales	313.780.858	323.194.284	332.890.112	342.876.816	353.163.120
Total ingresos gravables	313.780.858	323.194.284	332.890.112	342.876.816	353.163.120
(2) Egresos deducibles (-)					
Costos operacionales	259.177.900	266.991.809	275.055.389	283.376.754	291.964.289
Depreciación	10.040.987	10.342.217	10.652.484	10.972.058	11.301.220
Regalías	12.818.105	12.818.105	12.818.105	12.818.105	12.818.105
Total egresos deducibles	282.036.992	290.152.131	298.525.977	307.166.917	316.083.614
(3) Utilidad antes de impuestos	31.743.866	33.042.153	34.364.135	35.709.898	37.079.506
(4) Margen de utilidad operacional	10,1%	10,2%	10,3%	10,4%	10,5%
(5) impuestos (-)					
Impuesto de renta (33 %) (-)	10.475.476	10.903.910	11.340.165	11.784.266	12.236.237
Total impuestos	10.475.476	10.903.910	11.340.165	11.784.266	12.236.237
(6) Utilidad neta	21.268.390	22.138.242	23.023.971	23.925.632	24.843.269
(7) Margen de utilidad neta	6,8%	6,8%	6,9%	7,0%	7,0%
(8) Depreciación (+)	12.818.105	12.818.105	12.818.105	12.818.105	12.818.105
(9) Flujo neto de efectivo	34.086.495	34.956.347	35.842.075	36.743.737	37.661.374

Los supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de ingresos y costos de operación actual son los mismos que se definieron para la operación futura de la mina y planta de beneficio típicas de la zona.

9.4.2. RESUMEN DE INDICADORES DE OPERACIÓN ACTUAL VS. OPERACIÓN FUTURA

Figura 9.28. Resumen de indicadores de operación actual vs. operación futura

INDICADOR	OPERACIÓN ACTUAL	OPERACIÓN FUTURA
Recuperación de oro (gr/t)	50%	83,6%
Cantidad de oro recuperado por tonelada	18,10 gr	30,26gr
Costo de producción unitario por gramo de oro	COP 125.228	COP 20.966
Costo de producción unitario por onza troy de oro	USD 1.069	USD 179
Utilidad antes de impuestos por gramo de oro	COP 14.615	COP 118.877
Utilidad antes de impuestos por onza troy de oro	USD 125	USD 1.014
Margen de utilidad operacional (promedio 5 años)	10%	83%
Utilidad después de impuestos por gramo de oro	COP 9.792	COP 79.648
Utilidad después de impuestos por onza troy de oro	USD 84	USD 680
Margen de utilidad neta (promedio 5 años)	7%	55%
Indicador de productividad (producto/insumo)	1,15	6,89

Precio de venta por gramo de oro: COP 144.466. Precio de venta por onza de troy de oro: USD 1.224. Tasa de cambio utilizada: COP 3.672,04/USD. Factor de conversión utilizado: 1 onza troy = 31,1034768 gramos.

9.4.3. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE INDICADORES DE OPERACIÓN ACTUAL VS. OPERACIÓN FUTURA DE LA ZONA MINERA DE SUR DE BOLÍVAR

La adopción integral de la ruta metalúrgica como una alternativa para mejorar los niveles de eficiencia en el proceso de beneficio de oro permite a la empresa minera incrementar la productividad total en aproximadamente 499%, al pasar de una razón producto/insumo total de 1,15, bajo las condiciones de la producción actual de la mina y la planta de beneficio típicas de la zona, a una razón de productividad de 6,89 con la implementación de la ruta metalúrgica propuesta.

En el escenario actual de la operación de la mina y la planta de beneficio típicas de la zona minera de Sur de Bolívar, el costo unitario de producir 1 g de oro es de COP 125.228, mientras que la implementación de la ruta metalúrgica reduce este costo a COP 20.966. Esta disminución en costo de producción, junto con el aumento de los ingresos por un porcentaje de mayor recuperación de oro, se traduce en un incremento de la utilidad neta de 713%.

Esto corrobora la generación de beneficios económicos a la empresa minera y se espera que represente, desde el punto de vista financiero, un incentivo para que el empresario adopte la presente propuesta y desarrolle su operación con el estricto cumplimiento de los estándares técnico-administrativos y legales.

Cabe resaltar que se estableció que en el escenario de producción actual el costo unitario de producir un gramo de oro es de aproximadamente COP 125.228, mientras que se espera que, con la operación futura, el costo unitario del gramo de oro sea de COP 20.966. Este resultado indica una reducción efectiva de los costos unitarios de 83,25%.

Como anexo a la presente guía encontrará un simulador en formato Excel, en el que podrá introducir las variables de operación deseadas (según las características propias de la mina y de la planta de beneficio) y efectuar un ejercicio de planeación financiera para estimar los costos unitarios de operación, los márgenes de utilidad operacional y determinar los rendimientos futuros de la inversión necesaria para la implementación de la ruta metalúrgica propuesta

9.5. CONSIDERACIONES SOBRE LA OPERACIÓN ACTUAL DE BENEFICIO DE ORO EN LA ZONA MINERA DE SUR DE BOLÍVAR

- En el estudio financiero de la operación actual de la planta se utilizó como referencia un porcentaje de recuperación de oro de 50% por cada tonelada de mineral procesado, obtenido en el proceso de concentración gravimétrica, de acuerdo con la información colectada en campo por el equipo técnico.
- Teniendo en cuenta que el tenor promedio de la zona minera de Sur de Bolívar es de 32,6 gramos por tonelada, y que la operación actual permite una recuperación promedio del 50%, en el estudio financiero se estimó una recuperación de 18,10 gramos por cada tonelada de mineral beneficiada.
- El costo por materia prima, definido en este ejercicio como el costo de extracción del mineral por cada tonelada, es de COP 1.550.513/t, excluyendo el costo por la depreciación de bienes físicos.
- Los rubros más representativos en la estructura de costos de la fase de extracción del mineral son la mano de obra y combustible y explosivos, cada uno con una participación sobre los costos totales de 37% y 22%, respectivamente.
- El rubro más representativo en la estructura de costos de la operación actual de la planta es el costo de extracción - materia prima y la mano de obra, cada uno con una participación sobre los costos totales de 72 y 13%, respectivamente.

Teniendo en cuenta que el tenor promedio de la zona minera de Sur de Bolívar es de 32,6 gramos por tonelada, y que la operación actual permite una recuperación promedio del 50%, en el estudio financiero se estimó una recuperación de 18,10 gramos por cada tonelada de mineral beneficiada

- Se estableció que la planta de beneficio tiene un consumo de agua de aproximadamente 0,53 m³ por cada tonelada de mineral procesado.
 - El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados en la mina y en la planta de beneficio, así como del número de horas al día durante las cuales se utilizarían. De acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos para la mina y la planta de beneficio, el consumo de energía actual es de 4.920 kW/mes, lo que equivale a un costo promedio de energía eléctrica mensual de COP 2.430.480.
 - El costo unitario aproximado, teniendo en cuenta los parámetros de la operación actual definidos para la planta, es de COP 125.228 por cada gramo de oro y de USD 1.069 por cada onza troy de oro.
 - El precio de venta que se utilizó como referencia para el estudio financiero de la operación actual corresponde al precio del oro promedio internacional del año 2019. Este precio es de COP 144.466/g y de USD 1.224/onza troy.
 - La ganancia unitaria (antes de pagar impuestos) aproximada es de COP 14.615/g de oro y de USD 125/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad operacional de 10%, en promedio, para los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.
- La ganancia unitaria (después de pagar impuestos) aproximada es de COP 9.792/g de oro y de USD 84/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad operacional de 7%, en promedio, para los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.

En el estudio financiero de la operación actual de la planta se utilizó como referencia un porcentaje de recuperación de oro de 50% por cada tonelada de mineral procesado, obtenido en el proceso de concentración gravimétrica, de acuerdo con la información colectada en campo por el equipo técnico

9.6. CONSIDERACIONES SOBRE LA OPERACIÓN FUTURA DE BENEFICIO DE ORO EN LA ZONA MINERA DE SUR DE BOLÍVAR, RUTA METALÚRGICA

- Se estableció un potencial de procesamiento anual para las plantas de beneficio de la zona, después de la implementación de la ruta metalúrgica, de 2.496 toneladas de mineral, lo cual implica un funcionamiento de la planta de 26 días al mes y un procesamiento de 8 toneladas de mineral al día.
- La implementación de la propuesta de adecuación tecnológica para mejorar la eficiencia del proceso de beneficio de oro permite alcanzar mínimo un 83,6%. Este porcentaje es mayor que la recuperación promedio que se obtiene en la planta en las condiciones actuales.
- Teniendo en cuenta que el tenor promedio del mineral que se procesa en la zona es de 36,2 gramos, y que la implementación de la ruta metalúrgica en la operación futura permite una recuperación mínima aproximada de 83,6%, se espera una recuperación de 30,26 gramos por cada tonelada de mineral beneficiada.
- Se definió un esquema conservador, en el cual se obtiene una recuperación de oro equivalente al 83,6% por cada tonelada de material mineral procesado. Sin embargo, estos rendimientos pueden ser superiores al 90%.
- A partir de las características de las minas y las plantas típicas de la zona y las variables de operaciones definidas por el equipo técnico, se realizó un inventario de la maquinaria y de los equipos nuevos que se deben adquirir para la operación de extracción del mineral y de la planta de beneficio, con el fin de implementar la ruta metalúrgica contenida en esta guía. El monto de recursos que deberán invertirse es de COP 1.425.041.800.
- La definición del inventario de maquinaria y equipo nuevos, tanto para la fase de extracción del mineral como para la de beneficio, con sus respectivas especificaciones técnicas, se costó en su totalidad con el fin de evaluar la rentabilidad de nuevos emprendimientos.
- Los rubros más representativos de la estructura de costos de la fase de extracción son la mano de obra y el costo de los explosivos y combustible, cada uno con una participación sobre los costos totales de 32 y 28%, respectivamente.
- Los rubros más representativos de la estructura de costos de la operación futura de la planta son el costo de extracción y el costo de los análisis y pruebas de laboratorio, cada uno con una participación sobre los costos totales de 32 y 21,0%, respectivamente.
- El consumo de energía eléctrica de cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados en la mina y en la planta de beneficio y del número de horas al día durante las cuales se utilizarían. De acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos, el consumo de energía de toda la operación es de 24.960 kW/mes.
- A partir de experimentos de laboratorio efectuados por el equipo técnico se determinó la dosificación adecuada de los insumos y elementos químicos que se deben utilizar en cada uno de los procesos de la operación de beneficio.
- El material mineral que debe ir a cianuración corresponde al 31,4% del total de material de cabeza, correspondiente a las colas de refinación y concentrados de flotación, es decir que, por cada 8 toneladas procesadas por día, 2,51 toneladas se cianura.
- El costo unitario aproximado que se puede alcanzar con la implementación de la propuesta de adecuación es de COP 20.966 por cada gramo de oro, y de USD 179 por cada onza troy.

Teniendo en cuenta que el tenor promedio del mineral que se procesa en la zona es de 36,2 gramos, y que la implementación de la ruta metalúrgica en la operación futura permite una recuperación mínima aproximada de 83,6%, se espera una recuperación de 30,26 gramos por cada tonelada de mineral beneficiada

- El costo de los análisis y pruebas de laboratorio que se deben realizar para tener el control de la eficiencia de cada uno de los procesos de la operación y los impactos ambientales asociados a elementos tóxicos que se pueden generar puede racionalizarse con la inversión futura en el montaje de un laboratorio. Se prevé que este laboratorio puede tener una demanda potencial de las empresas mineras de la zona.
- El precio de venta que se utilizó como referencia para el estudio financiero de la operación futura corresponde al precio del oro promedio internacional del año 2019. Este precio es de COP 144.466/g y de USD 1.224/onza troy.
- Con la implementación de la presente propuesta de modernización tecnológica se alcanza una ganancia unitaria (antes de pagar impuestos) de COP 118.877/g de oro y de USD 1.014/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad operacional de 83%, en promedio, en los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.
- Con la implementación de la presente propuesta de modernización tecnológica se alcanza una ganancia unitaria neta (después de pagar impuestos) de COP 79.648/g de oro y de USD 680/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad neta de 55%, en promedio, en los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.
- Se estableció que la inversión en adecuación de las plantas de beneficio de la zona minera de Sur de Bolívar, a partir de la implementación de la ruta metalúrgica, se justifica desde el punto de vista financiero, ya que los resultados de los indicadores demuestran que los beneficios son mayores que los costos, incluyendo la inversión inicial, y que los dineros invertidos en el proyecto rinden más que las tasas de interés de oportunidad de 20 y 30% anuales.
- El período de recuperación de la inversión en adecuaciones, con las tasas de interés de oportunidad del 20 y 30% anuales, es inferior a un año.

Se estableció que la inversión en adecuación de las plantas de beneficio de la zona minera de Sur de Bolívar, a partir de la implementación de la ruta metalúrgica, se justifica desde el punto de vista financiero, ya que los resultados de los indicadores demuestran que los beneficios son mayores que los costos, incluyendo la inversión inicial, y que los dineros invertidos en el proyecto rinden más que las tasas de interés de oportunidad de 20 y 30% anuales

Con la implementación de la presente propuesta de modernización tecnológica se alcanza una ganancia unitaria (antes de pagar impuestos) de COP 118.877/g de oro y de USD 1.014/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad operacional de 83%, en promedio, en los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.

9.7. ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DE LOS INDICADORES FINANCIEROS: TENOR DE CORTE

El tenor de corte mínimo con el cual, desde el punto de vista financiero, es viable la implementación de la ruta metalúrgica propuesta, manteniendo constantes los parámetros de operación previamente definidos (capacidad de procesamiento y porcentaje de recuperación de oro por cada tonelada de mineral procesado), es de 8,0 gramos/t.

En la siguiente tabla se muestran los resultados de los indicadores financieros para el tenor de 7,5g/t y el tenor de corte de 8,0 g/t.

Figura 9.29. Indicadores financieros con los tenores utilizados

TENOR	RECUPERACIÓN DE ORO (%)	VPN (20%) (EN MILLONES DE PESOS)	VPN (25%) (EN MILLONES DE PESOS)	TIR	RB/C
7,5	83,6	\$ 303	\$ (28)	29%	1,55
8,0	83,6	\$ 610	\$ 221	38%	1,65

Como se puede observar, la tasa interna de retorno (TIR) para el tenor de corte de 7,5 g/t es de 29%. Esta tasa es aceptable, desde el punto de vista financiero, considerando una tasa de oportunidad anual del 20%; sin embargo, si el inversionista tiene una exigencia de rentabilidad del 30%, esta tasa no es atractiva. Por esta razón, el valor presente neto (VPN) es negativo, al tomar como referencia una exigencia de rentabilidad del 30%.

La relación beneficio/costo del tenor de corte de 7,5 g/t es de 1,51, de lo cual se concluye que el proyecto es viable desde el punto de vista financiero, pues los beneficios son mayores que los costos.

En las siguientes gráficas se muestra el comparativo de la TIR, el VPN y la RB/C del tenor de 7,5 g/t y del tenor de corte estimado en 8,0 g/t.

Figura 9.30. Tenor de corte vs TIR

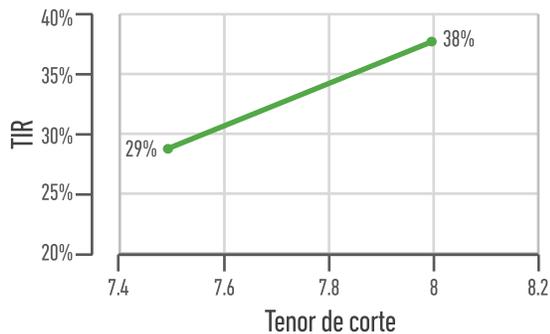


Figura 9.31. Tenor de corte vs RB/C

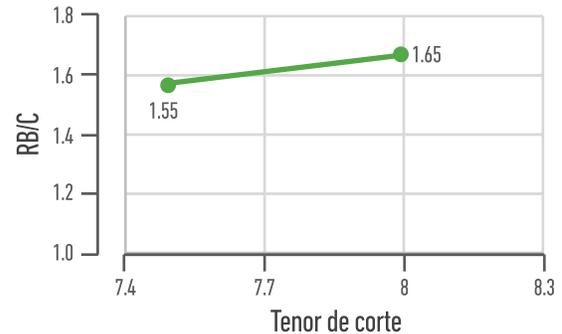


Figura 9.31. Tenor de corte vs VPN 20%

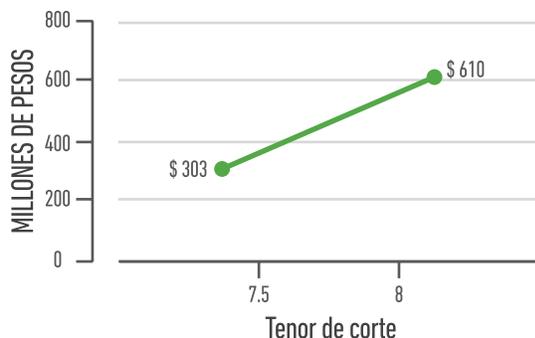
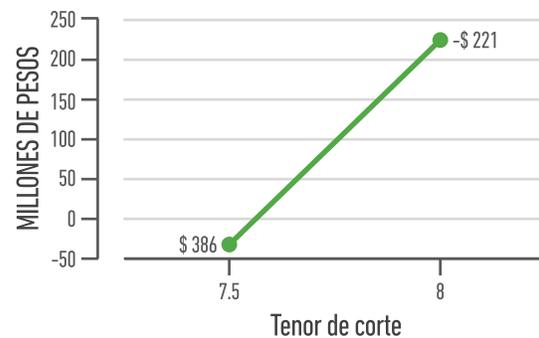


Figura 9.32. Tenor de corte vs VPN 25%



10.

GLOSARIO

El objetivo de este glosario es unificar los conceptos técnicos que se emplean en el contenido de la guía, con la intención de que los mineros a quienes está dirigida se apropien y apliquen los términos correctos frecuentes en su actividad productiva.

Paisaje en el sector del playón visto desde la canoa. Fotografía tomada por Verónica Ruíz, Servicio Geológico Colombiano

Acopio. 1. Acción y el efecto de acopiar o reunir. 2. Se entiende como el sitio donde se ubican los minerales que se extraen.

Acotar. Hacer o poner números o cotas en un croquis, mapa topográfico, plano, etc.

Actividad económica. Es la creación de valor agregado mediante la producción de bienes y servicios en la que intervienen la tierra, el capital, el trabajo y los insumos intermedios.

Activo. Conjunto de todos los bienes y derechos con valor monetario que son propiedad de una empresa, institución o individuo, y que se reflejan en su contabilidad.

Adecuación ambiental. Acción de manejo o corrección destinada a hacer compatible una actividad, obra o proyecto con el ambiente, o para que no lo altere significativamente.

Administradora de riesgos profesionales (ARP). Entidad aseguradora de riesgos profesionales reglamentada por el Decreto 1722 de 1994, que se refiere a la afiliación y a las cotizaciones del Sistema General de Riesgos Laborales.

Agua de drenaje de mina. Aguas que se bombean en los frentes de trabajo de minería, bien sea a cielo abierto o subterráneos.

Agua subterránea. Agua del subsuelo que ocupa la zona saturada.

Alteración. 1. Cambio en la composición química o mineralógica de una roca, producido generalmente por meteorización o por acción de soluciones hidrotermales. 2. En general, el término se refiere a cambios físicos o químicos experimentados por rocas y minerales después de su formación, promovidos por procesos exógenos como meteorización, o por procesos endógenos como magmatismo o fallamiento.

Alteración argílica. Tipo de alteración hidrotermal, también denominada argílica intermedia, caracterizada por la presencia de caolinita o montmorillonita.

Alteración filica. Tipo de alteración hidrotermal, también denominada cuarzo sericítica, o simplemente sericítica, caracterizada por el desarrollo de sericita y cuarzo secundario. Es el resultado de una hidrólisis moderada a fuerte de los feldspatos, en un rango de temperatura de 300 a 400 °C.

Alteración potásica. Alteración desarrollada en presencia de soluciones casi neutras y a altas temperaturas (400 a 600 °C), que se caracteriza por la formación de nuevos silicatos de potasio, como feldespato potásico secundario o mica (biotita) secundaria, con posible presencia de anhidrita.

Amortización. Reconocimiento contable de la pérdida gradual de valor de un activo fijo a lo largo de su vida física o económica. Los activos amortizables permiten dar como gasto del ejercicio un porcentaje de su valor.

Análisis. Proceso de identificar una pregunta, modelar un evento, investigar modelos, interpretar resultados y dar recomendaciones.

Ancho mínimo para explotación. Es el ancho mínimo horizontal que permite explotar una veta, según el equipo que se utilice. Si el ancho de la veta es menor que el ancho mínimo de minado, durante la explotación el tajo correspondiente tiene que ampliarse a este último ancho, lo que ocasiona una dilución.

Arcilla. 1. El término hace referencia a rocas sedimentarias y, en general, a un material terroso de grano fino que se hace plástico al ser mezclado con una cantidad limitada de agua. Las arcillas son siempre de grano muy fino, y el límite superior en el tamaño de los granos corresponde, por lo general, a un diámetro de 0,004 mm (menores de 4 µm). En mineralogía y petrografía sus variedades se conocen como arcillolitas.

Arena (rocas sedimentarias). Término textural usado para designar materiales o partículas producto de la desintegración natural o artificial de rocas preexistentes. Su tamaño oscila entre 0,0625 y 2 mm de diámetro.

Arenisca. Roca sedimentaria detrítica terrígena compuesta como mínimo por un 85% de materiales tamaño arena, generalmente granos de cuarzo más o menos redondeados, con tamaños entre 0,0625 y 2 mm. Son rocas comunes y se constituyen en componente esencial de numerosas series estratigráficas, en capas regulares o irregulares, y también en lentejones. El color de estas rocas varía de blanco a gris claro, o pueden encontrarse diversamente coloreadas, según la naturaleza del cemento, como rojo (óxidos de hierro), verde (glauconita) y otros.

Las variedades se distinguen por el tamaño del grano, la naturaleza del cemento o la presencia de elementos particulares. Su mineral esencial es el cuarzo; sus minerales accesorios, el feldespato, micas, cemento silíceo, de óxidos de hierro y de calcita. A veces contiene minerales pesados, como el rutilo, entre otros. Su textura es de grano medio y redondeado. Su distribución es homogénea y pocas veces contienen fósiles.

Arranque. El arranque de un mineral es la fragmentación del macizo rocoso hasta reducirlo a un tamaño que permita su manipulación para ser cargado y transportado. El arranque puede ser realizado con métodos mecánicos (forma continua y discontinua) y también por medio de la perforación con sustancias explosivas (forma discontinua).

Arranque mecánico. En este tipo de arranque se usan máquinas que utilizan los impactos, la roza, la fuerza hidráulica, el rípiado o la excavación para desprender el mineral. En minería subterránea se usan máquinas de impacto tales como martillo hidráulico, martillo eléctrico y martillo neumático.

Autoridad ambiental. Es la autoridad que tiene a su cargo fiscalizar los recursos naturales renovables; aprobar estudios de impacto ambiental; adoptar términos y guías; aprobar o no la licencia ambiental, de acuerdo con el artículo 195 de la Ley 685 del 2001; delimitar geográficamente las reservas forestales; sancionar de acuerdo con las normas ambientales, y recibir los avisos de iniciación y terminación de las explotaciones mineras.

Autoridad minera. Es el Ministerio de Minas y Energía o, en su defecto, la autoridad nacional que, de conformidad con la organización de la Administración Pública y la distribución de funciones entre los entes que la integran, tiene a su cargo la administración de los recursos mineros, la promoción de los aspectos atinentes a la industria minera, así como la administración del recaudo y distribución de las contraprestaciones económicas, con el fin de desarrollar las funciones de titulación, registro, asistencia técnica, fomento, fiscalización y vigilancia de las obligaciones emanadas de los títulos y solicitudes de áreas mineras.

Azimut. 1. Dirección de una línea medida en sentido de las agujas del reloj, referida a un sistema de referencia, usualmente la red de meridianos. 2. Ángulo medido en el sentido de las agujas del reloj a partir del norte; su valor está comprendido entre 0 y 360 grados sexagesimales (400 grados centesimales). Se denomina “rumbo” si se mide con respecto al norte magnético, mientras que se emplea el término azimut geográfico si se mide con respecto al norte geográfico. 3. Ángulo que con el meridiano forma el círculo vertical que pasa por un punto de la esfera celeste o del globo terráqueo.

Bb

Barequeo. Lavado de arenas por medios manuales, sin ninguna ayuda de maquinaria o medios mecánicos, con el objeto de separar y recoger metales preciosos contenidos en dichas arenas. También puede aplicarse a la recolección de piedras preciosas y semipreciosas.

Barrena. 1. Herramienta que se usa para perforar. 2. Parte de una herramienta de perforación que corta la roca. Se le llama barreno a un agujero practicado en una roca, que se rellena de pólvora u otro explosivo, para hacerla volar.

Barretero. Minero que con una barrena y una maceta, una porra o un martillo pesado, abre orificios (barrenos) que se llenan de pólvora u otros explosivos que, al estallar, sueltan los minerales de la roca.

Bauxita. Roca formada por óxidos de aluminio y de hierro hidratados (fórmula $Al_2O_3 \cdot xH_2O$) que suele presentar aspecto terroso, arcilloso o pisolítico, con colores que van del blanco sucio al pardo, con zonas más oscuras. Es la única mena comercial del aluminio. Su composición química es variable en el detalle, y define su calidad industrial. Las bauxitas se explotan para la extracción metalúrgica del aluminio, del que son la única mena. Los principales yacimientos de bauxita se localizan en Australia, Brasil, Guayana y Surinam.

Beneficio de minerales. Conjunto de operaciones empleadas para el tratamiento de menas y minerales por medios físicos y mecánicos, con el fin de separar los componentes valiosos de los constituyentes no deseados a partir de las diferencias en sus propiedades.

Bienes finales. Bienes y servicios que conforman la demanda final; son aquellos cuyo proceso de producción se ha concluido en el periodo y están disponibles para su utilización; la mayor parte ha sido técnicamente terminada, es decir, no será objeto de una nueva transformación en el periodo.

Bioacumulación. Es el proceso de acumulación de sustancias químicas en organismos vivos, de forma que alcanzan concentraciones más elevadas que las concentraciones en su medio o en los alimentos. Las sustancias propensas a la bioacumulación alcanzan concentraciones crecientes a medida que se avanza en el nivel trófico en la cadena alimenticia.

Biogeoquímico(a). Interacción entre los compuestos geoquímicos y los organismos vivos. La biogeoquímica es necesaria para comprender el funcionamiento de los seres vivos, desde el nivel de organización celular hasta el ecosistema que conforman. Además, esta ciencia permite comprender el porqué de muchos de los problemas ambientales (cambio climático, destrucción de la capa de ozono, contaminación ambiental), y de procesos esenciales para la sociedad (producción de cultivos, reciclaje de residuos, depuración ambiental). El desarrollo de la biogeoquímica se adapta muy bien a aquellas regiones que presentan una vegetación muy densa y donde la cartografía geológica es difícil de ser llevada a cabo por ausencia de afloramientos.

Bocamina. 1. La entrada a una mina, generalmente consistente en un túnel horizontal. 2. Sitio en superficie por donde se accede a un yacimiento mineral.

Bomba (equipo). 1. Máquina para evacuar agua u otro líquido, accionada eléctrica o neumáticamente. 2. Aparato mecánico utilizado para transferir líquidos o gases de un lugar a otro, por ejemplo, la bomba de Cornualles (tipo de bomba desarrollada en Cornualles, Inglaterra, utilizada en el siglo XIX en minas profundas para elevar agua subterránea) o la bomba de trasiego. 3. Aparato mecánico para comprimir o atenuar gases.

Broca. 1. Aparato o herramienta utilizada para el corte de suelos y rocas, utilizada en perforaciones o sondeos del subsuelo, que se ensambla en la parte final de la sarta de perforación.

Buzamiento (geología general). Ángulo de inclinación que forma un filón, estructura o capa rocosa con un plano horizontal, medido perpendicularmente a la dirección o rumbo del filón.

Cc

Capacidad minera instalada. Es la máxima cantidad de producción que una mina ha sido diseñada para producir.

Capital. 1. Stock de recursos disponibles en un momento determinado para la satisfacción de necesidades futuras; es decir, es el patrimonio poseído susceptible de generar una renta. Constituye uno de los tres principales elementos que se requieren para producir un bien o un servicio. 2. Es la suma de todos los recursos, bienes y valores movilizadas para la constitución y la puesta en marcha de una empresa.

Capital de inversión. Es la suma de todos los recursos, bienes y valores movilizadas para la constitución y la puesta en marcha de una empresa. Es su razón económica. Cantidad invertida en una empresa por los propietarios, socios o accionistas.

Canteras de formación de aluvi3n. Llamadas también canteras fluviales. Corresponden a las canteras situadas en las laderas de r3os, donde 3stos, como agentes naturales de erosión, transportan durante grandes recorridos las rocas y aprovechan su energía cinética para depositarlas en zonas de menor potencialidad para formar grandes dep3sitos de estos materiales, entre los cuales se encuentran desde cantos rodados y gravas hasta arena, limos y arcillas. En el entorno ambiental, una cantera de aluvi3n tiene mayor aceptación en terrazas alejadas del área de influencia del cauce que directamente sobre él. En las canteras de río, los materiales granulares que se encuentran son muy competentes en obras civiles, debido a que el continuo paso y transporte del agua desgasta los materiales y al final quedan aquellos que tienen mayor dureza y, además, con características geométricas típicas, como sus aristas redondeadas. Estos materiales son extraídos con palas mecánicas y cargadores de las riberas y cauces de los r3os.

Cartucho de explosivo. 1. Explosivo de dimensiones específicas y debidamente forrado con papel especial. 2. Carga cilíndrica de explosivos (indugel, fexagel y otros).

Chimenea. 1. Una entrada vertical a una mina hecha hacia abajo desde la superficie. 2. Excavación vertical o inclinada que desemboca directamente en la superficie y está destinada a la extracción del mineral, al descenso y al ascenso del mineral y los materiales. En la chimenea van canalizados los cables eléctricos, las tuberías de conducción de agua y aire comprimido; a través de esta se efectúa la ventilación de todas las labores subterráneas.

Cianuración. Método para extraer oro o plata a partir de un mineral triturado o molido, mediante disolución en una solución de cianuro de sodio o potasio.

Cianuro de sodio. Compuesto químico ampliamente usado en las plantas de tratamiento de minerales de oro para disolver oro y plata.

Ciclo geoquímico. Ocurrencia de cambios geológicos que se dividen en dos etapas: ciclo mayor, que comprende todos los procesos involucrados en la formación de rocas (3gneas, sedimentarias y metam3rficas); ciclo menor, asociado a la formación de suelos a partir de las rocas preexistentes. Ambas etapas se reintegran en diferentes momentos de la cadena para dar nuevamente inicio al proceso o ciclo geoquímico.

Ciclo minero. Diferentes fases que ocurren durante el desarrollo de un proyecto minero, definidas en el Plan Nacional de Desarrollo Minero del Ministerio de Minas y Energía, que abarcan desde la gestación de un proyecto hasta su cierre. El ciclo minero tiene las siguientes cinco fases: gestación del proyecto, exploración, desarrollo minero, producción y desmantelamiento.

Cierre y abandono. Finalización de la explotación, abandono de montajes y de infraestructura. Se le llama abandono a la fase del ciclo minero durante la cual tiene lugar la disminución gradual de la producción, se lleva a cabo la ejecución del plan de cierre de la mina y del plan de restauración geomorfológica y ambiental del área intervenida. En esta etapa se retiran los equipos e infraestructura. (MME, 2015).

Cinética. Velocidad de disolución de un analito. En el caso de la cianuración, se denomina velocidad de disolución de oro. Cantidad de sustancia/tiempo.

Cizalla. Deformación resultante del esfuerzo que causa o tiende a causar que partes contiguas de un cuerpo se deslicen relativamente una con otra en una dirección paralela a su plano de contacto. Este es el modo de falla de un cuerpo en el cual la porción de masa sobre un lado de un plano o superficie se desliza y pasa sobre el lado opuesto. Este término también se usa para referirse a superficies y zonas de falla por cizalla, y a superficies a lo largo de las cuales han ocurrido movimientos diferenciales.

Clasificación (beneficio). Operación de separación de los componentes de una mezcla de partículas de minerales en dos o más fracciones, de acuerdo con su tamaño, forma y densidad. Cuando se realiza en medio húmedo, la operación también depende de las propiedades del fluido en el que se encuentran las partículas, así como de las características reológicas de la pulpa.

Clasificación manual. Selección manual de material en concentrados o preconcentrados antes de ser llevados a la planta de beneficio. La selección puede ser, en el caso de menas de oro, negativa (eliminación de material de ganga) o positiva (selección de granos gruesos de oro); en ambos casos se reduce la carga de material que va a la planta de beneficio.

Código de Minas. Cuerpo de normas que regulan las relaciones entre los organismos y entidades del Estado, y de los particulares entre sí, sobre las actividades de prospección, exploración, explotación, beneficio, transporte, aprovechamiento y comercialización de los recursos no renovables que se encuentren en el suelo o el subsuelo, sean de propiedad de la nación o de privados. Estas normas están contenidas en la Ley 685 del 2001, Código de Minas vigente (Congreso de la República de Colombia, 2001).

Comercialización. En minería, compraventa de minerales o de cualquier producto resultante de la actividad minera.

Compresor. Máquina para producir aire comprimido, con una presión mayor a la atmosférica, mediante la elevación de la presión del aire al valor de trabajo deseado. El aire comprimido pasa de la estación compresora y llega a las instalaciones a través de tuberías. Se distinguen dos tipos básicos de compresores: el primero trabaja según el principio de desplazamiento; en él la compresión se obtiene por la admisión de aire en un recinto hermético, donde se reduce el volumen del gas, lo que incrementa la presión interna. El segundo tipo es el compresor dinámico, que funcionan por aceleración molecular: el aire se aspira y es acelerado a gran velocidad; la energía cinética del aire se convierte en presión estática.

Concentración (beneficio). Operación unitaria en la cual se busca eliminar el material que no es de interés económico con el fin de disminuir el volumen de mineral que debe procesarse. Para esta separación se pueden utilizar propiedades físicas (diferencia de densidad, atracción de campos magnéticos o eléctricos) o físico-químicas de los minerales.

Concentración gravimétrica. Método de concentración que aprovecha la diferencia en el peso específico entre los minerales que se quieren separar.

Concentración mecánica. Tratamiento del mineral bruto por procedimientos físicos que aumentan su riqueza al eliminar una parte mayor o menor del material estéril. Entre tales procedimientos figuran el lavado, la clasificación, trituración, molienda, dimensionado y pulido de rocas.

Concentración por medios densos. Método de concentración que se basa en la diferencia de densidades entre el fluido empleado para la operación y los minerales que interesa separar. Durante el proceso, las partículas más densas que el fluido se hunden, mientras las livianas flotan.

Concentración residual. Acumulación de minerales in situ como resultado de procesos de meteorización de las rocas. Las lateritas se producen por este tipo de procesos.

Concentrado. Es el producto enriquecido de las operaciones de concentración de minerales.

Concentrado bulk. Concentrado que contiene más de un metal con valor comercial.

Concentrador (industria minera). 1. Planta donde la mena es separada en material de valor (concentrados) y material de desecho (colas). 2. Se le llama así a un aparato de la planta de concentración, como las celdas de flotación, jigs, electromagnetos, mesa vibratoria, entre otros. 3. Aparato en el que, mediante aire, agua o gravedad, se lleva a cabo la concentración mecánica de una mena.

Concentrador centrífugo. Son equipos que utilizan la fuerza centrífuga generada por la rotación a alta velocidad del depósito que se alimenta con el mineral en forma de pulpa. Uno de estos equipos es el concentrador Knelson.

Concentrados de batea. Fracción pesada de un sedimento que se obtiene por separación mecánica mediante movimiento circular de la batea para determinar el contenido de minerales metálicos o de alto peso específico.

Concentrador de espiral. Concentrador conformado por cinco o seis espirales cerrados en los cuales se efectúa la separación por efecto de la fuerza centrífuga. El funcionamiento de un concentrador de espiral está basado en el principio de concentración a través de un flujo laminar. Este fenómeno se fundamenta en el hecho de que una partícula que se desliza en un canal circular a través de una película de fluido está sujeta, por lo menos, a cuatro fuerzas: fuerza gravitacional, fuerza centrífuga, empuje del líquido y roce contra el fondo del canal.

Concentrador Knelson. Concentrador centrífugo que cuenta con un cono invertido, dotado en su interior con una serie de rebordes circulares. La rotación del cono desarrolla fuerzas del hasta sesenta veces la fuerza de la gravedad. Al alimentarlo con la pulpa se establece un lecho o zona de concentración donde las partículas más pesadas quedan atrapadas en el lecho. A través de unas perforaciones existentes en la pared del cono se inyecta agua para evitar la compactación del lecho y crear cierta fluidez que permita concentrar las partículas de mayor densidad. Los equipos más grandes de este tipo pueden tratar hasta noventa toneladas métricas por día.

Concordancia. Relación geométrica entre dos unidades estratigráficas superpuestas en las que existe paralelismo entre los materiales infra y suprayacentes.

Construcción y desarrollo. Comprende el conjunto de actividades que permiten el acceso al yacimiento y el establecimiento de la infraestructura para el proyecto. Incluye la adquisición de permisos para iniciar la explotación, el diseño y el planeamiento detallado de la explotación, además de trabajos previos que se realizan para llegar a la mina: vías de acceso, instalaciones, servicios sanitarios, instalaciones eléctricas y de agua, campamentos, montajes mineros y de beneficio.

Construcción y montaje. Consiste en la preparación de los frentes mineros y en la instalación de obras, servicios, equipos y maquinaria fija necesarios para iniciar y adelantar la extracción o la captación de los minerales, su acopio, su transporte interno y su beneficio.

Contaminación ambiental. Acción que resulta de la introducción por el hombre, directa o indirectamente, en el medio ambiente, de contaminantes que, tanto por su concentración, al superar los niveles máximos permisibles establecidos, como por el tiempo de permanencia, hacen que el medio receptor adquiera características diferentes de las originales, perjudiciales o nocivas para la naturaleza, la salud y la propiedad.

Contrato de concesión. Son contratos administrativos celebrados entre el Estado (Ministerio de Minas y Energía, como representante de la Nación) y un particular (persona natural o jurídica) para efectuar, por cuenta y riesgo de este, los estudios, trabajos y obras de exploración de minerales de propiedad estatal que puedan encontrarse en una zona determinada, y para explotarlos en los términos y condiciones establecidos en la legislación vigente en el momento de su celebración. Comprende como parte de su objeto las fases de exploración técnica, explotación económica, beneficio de los minerales y cierre o abandono de los trabajos, y obras correspondientes.

Control de aguas o desagüe (industria minera). En minería, acciones y obras para la evacuación de aguas de desecho, como sistemas técnicos para la evacuación de aguas en forma de cunetas y estaciones de bombeo, entre otros.

Costo (finanzas). 1. En un sentido amplio, es la medida de lo que se debe dar o sacrificar para obtener o producir algo. 2. Es un gasto, una erogación o desembolso en dinero o especie, acciones de capital o servicios, hecho a cambio de recibir un activo. El efecto tributario del término costo (o gasto) es el de disminuir los ingresos para obtener la renta. 3. La transformación o la destrucción de valor en el transcurso de actividades onerosas destinadas a la producción de bienes o utilidad.

Costo ambiental. Son los gastos necesarios para la protección, la conservación, el mejoramiento y la rehabilitación del medio ambiente. Es el valor económico que se les asigna a los efectos negativos de una actividad productiva para la sociedad.

Costo de conversión. Equivale a los recursos invertidos en procesar el mineral de una etapa a otra del beneficio.

Costo de inversión. Costo equivalente a los intereses correspondientes al capital invertido en una maquinaria, equipo o en cualquier actividad que conduzca a una mejora en la producción.

Costo de operación. Es el total que se deriva de las erogaciones que hace el contratista por concepto del pago de salarios al personal y de todos los otros gastos relacionados con el desarrollo de la operación.

Costo por depreciación. Es el que resulta de la disminución del valor original de la maquinaria.

Costo por mantenimiento. Costos originados por todas las erogaciones necesarias para conservar la maquinaria en buenas condiciones, a efectos de que trabaje con rendimiento normal durante su vida económica. Se divide en mayor y menor: en el mantenimiento mayor se consideran todas las erogaciones necesarias para efectuar reparaciones a la maquinaria en talleres especializados, o aquellas que deban realizarse en el campo, con personal especializado, y que requieran retirar la maquinaria de los frentes de trabajo por un tiempo considerable; incluye mano de obra, repuestos y renovación de partes de la maquinaria, así como otros materiales necesarios. En el mantenimiento menor se consideran todas las erogaciones necesarias para efectuar los ajustes rutinarios, reparaciones y cambios de repuestos que se efectúan en las propias obras, así como cambios de líquidos hidráulicos, aceites de transmisión, filtros, grasas y estopas. Incluye el personal y el equipo auxiliar que realizan estas operaciones de mantenimiento, los repuestos y otros materiales que sean necesarios.

Crédito. Transacción que implica una transferencia de dinero con el compromiso de que será reembolsado transcurrido un determinado tiempo. Generalmente incluye el pago de una remuneración en forma de intereses. Quien transfiere el dinero se convierte en acreedor, y el que lo recibe, en deudor.

Cristalización. Formación de porciones de materia con estructura cristalina, y en ciertos casos, con formas poliédricas, a partir de una solución o de un líquido, gas o sólido amorfo. Cuando un metal líquido se solidifica, los átomos asumen una posición definitiva en la red cristalina. La fatiga o falla de los metales debido a esfuerzos repetitivos, algunas veces es erradamente atribuida a la cristalización.

Cruzada. Son labores horizontales, perpendiculares al rumbo del cuerpo mineralizado.

Dd

Dato. Hecho verificable sobre la realidad; un dato puede ser una medida, una ecuación o cualquier tipo de información que pueda ser verificada (en caso contrario se trataría de una creencia).

Demanda. 1. Precio en dinero al que el mercado está dispuesto a comprar. 2. Es la manifestación de la voluntad de comprar un número de unidades de un título valor a un precio dado en el mercado de valores, expresada por un comisionista según órdenes recibidas de algún cliente.

Depósito mineral. Concentración natural de sustancias minerales útiles, que bajo circunstancias favorables puede ser extraída con beneficio económico.

Derecho a explotar. Es el derecho que tiene el beneficiario de un título minero para realizar un conjunto de operaciones que tienen por objeto la extracción o la captación de los minerales yacientes en el suelo o el subsuelo dentro de un área determinada.

Derrumbe. 1. Hundimiento de un tajo o un corte (cámara). 2. Colapso de labores mineras.

Desabombar. Actividad que consiste en detectar y forzar la caída, controlada, de fragmentos de roca relativamente grandes, o “planchones” o “petacas” (fragmentos de roca) que se encuentren fracturados y ligeramente desprendidos del techo o los costados de una galería o labor minera subterránea, y que podrían caer de improviso. Esta actividad es obligatoria y periódica en las zonas agrietadas.

Desanche. Método de retirar mineral para formar una cavidad o una cámara subterránea en un depósito de filones estrechos. Primero es volada la roca de respaldo a un lado del filón, y después, el mineral.

Desarrollo (minería subterránea). El desarrollo es una etapa intermedia entre la exploración y la extracción propiamente dicha, y comprende las labores mineras encaminadas a crear los accesos y vías internas dentro del depósito, con el fin de preparar la extracción y el transporte del mineral. El desarrollo puede ser productivo o improductivo. Este último, en minería subterránea, ocurre cuando el avance se realiza en estéril (cruzadas). En cambio, es productivo cuando el avance horizontal se realiza con extracción de mineral (construcción de guías). (MME, 2015).

Desarrollo sostenible. 1. Desarrollo que conduce al crecimiento económico, a la elevación de la calidad de vida, a la productividad de las personas y al bienestar social, sin agotar la base de los recursos naturales renovables en que se sustenta, ni deteriorar el medio ambiente o el derecho de las generaciones futuras a utilizarlo para la satisfacción de sus propias necesidades, es decir, fundado en medidas apropiadas para la preservación de la integridad de los ecosistemas, la protección del ambiente y el aprovechamiento de los elementos naturales, de manera que no se comprometa la satisfacción de las necesidades de las generaciones futuras. 2. Es el mejoramiento de la calidad de vida humana ajustada a la capacidad de carga de los ecosistemas; implica la satisfacción de las necesidades actuales sin comprometer la satisfacción de las necesidades de las futuras generaciones.

Detonador eléctrico. Fulminantes elaborados de tal manera que pueden hacerse detonar cuando una corriente eléctrica pasa por los hilos de conexión.

Detrítico. Materiales sedimentarios conformados por fragmentos de rocas preexistentes.

Diagrama de operaciones (beneficio) (diagrama de flujo). Es una representación gráfica de la secuencia de operaciones realizadas durante el procesamiento de un mineral.

Difracción de rayos X. Es una técnica instrumental no destructiva que sirve para analizar un amplio rango de materiales, tales como minerales, polímeros, catalizadores, plásticos, compuestos farmacéuticos, cerámicos y semiconductores, entre otros.

Dilución. Material de bajo o nulo tenor de mineral valioso (estéril) que se extrae durante las operaciones mineras y por lo tanto forma parte de las reservas.

Dique. Cuerpo tabular de roca ígnea intrusiva, relativamente largo y delgado, que rellena una fisura o una fractura profunda en rocas más antiguas, y las corta discordantemente (corta la estratificación de las capas). Pueden aparecer varios diques dispuestos paralelamente entre sí, y cuando son afectados por erosión pueden dar lugar a relieves descalzados, por ser los materiales del dique más resistentes que los circundantes, o formar una depresión en forma de fosa, en el caso contrario.

Discordancia. Es una superficie de erosión entre dos cuerpos de roca, que representa un hiato o espacio significativo en la sucesión estratigráfica.

Distrito minero. Porción o área de terreno de un país, generalmente designada con un nombre, cuyos límites han sido descritos y dentro de la cual existen minerales que son extraídos según las reglas y regulaciones establecidas por los mineros locales. No existe límite de extensión territorial para definir un distrito minero, y sus linderos se pueden cambiar, siempre y cuando no se afecten otros derechos.

Dorsales. Conocidas también como dorsales meso-oceánicas, son elevaciones submarinas o sistemas montañosos de las cuencas oceánicas, a lo largo de las cuales se producen episodios de rifting, que implican formación de corteza oceánica nueva, a medida que el magma fluye en forma ascendente y se solidifica. Las dorsales están relacionadas con procesos de tectónica de placas del tipo divergente, que implica que el fondo oceánico (corteza oceánica) vaya creciendo y se expanda.

Ee

Empresa. Unidad institucional o combinación más pequeña de unidades productivas institucionales que abarca y controla, directa o indirectamente, todas las funciones necesarias para realizar sus actividades de producción. Depende de una sola entidad propietaria o de control; puede, sin embargo, ser heterogénea en cuanto a su actividad económica, así como a su emplazamiento. En Colombia, corresponde a la persona jurídica.

Endógeno. Todos aquellos procesos geológicos que se generan en el interior de la Tierra, como, por ejemplo, metamorfismo, cristalización magmática y segregación magmática.

Erosión. 1. Fenómeno de descomposición y desintegración de materiales de la corteza terrestre por acciones mecánicas o químicas. 2. Pérdida física de suelo transportado por el agua o por el viento, causada principalmente por deforestación, el laboreo del suelo en zonas no adecuadas, en momentos no oportunos, con las herramientas impropias o utilizadas en exceso, especialmente en zonas de ladera, con impactos adversos tan importantes sobre el recurso como la pérdida de la capa o del horizonte superficial con sus contenidos y calidades de materiales orgánicos, fuente de nutrientes y cementantes que mantienen una buena estructura y, por tanto, un buen paso del agua y el aire. En la minería, la erosión hídrica es la más grave, y puede ser laminar, en regueros o surcos y en barrancos o cárcavas. 3. Conjunto de procesos externos (exógenos) que mediante acciones físicas y químicas (como agua, hielo o viento) transforman las formas creadas por los procesos endógenos.

Escala de minería. Escala de clasificación que toma como base fundamental el volumen o el tonelaje de materiales útiles y estériles extraídos de una mina durante un determinado período de tiempo. De la capacidad instalada de extracción de materiales dependen las inversiones, el valor de la producción, el empleo, el grado de mecanización de la mina y demás aspectos de orden técnico, económico y social. Los rangos de producción dependen del mineral o material que se explote.

Escala de valores del oro. Escala utilizada para medir la pureza del oro, cuya unidad es el quilate. Cubre un rango de uno a veinticuatro quilates, y el oro de mayor pureza es calificado con veinticuatro quilates. Si una pieza tiene doce quilates, quiere decir que la aleación con la que está fabricada tiene 50% de oro.

Espesor. Ancho o grosor de una veta, estrato u otra masa mineral, medido perpendicularmente o en la misma dirección del buzamiento y el rumbo. El espesor real es siempre el ancho de la veta, estrato u otro, en su punto más delgado. El espesor real de una veta muestreada puede hallarse según la fórmula $e = h \times \text{sen } \alpha$, donde h = espesor horizontal, e = espesor real, y α = ángulo de buzamiento. En esta fórmula, el ángulo “ α ” se sabe por mediciones previas, y el ancho horizontal puede medirse con un nivel. Es importante que el ancho horizontal sea medido en ángulo recto con respecto al rumbo.

Estéril. 1. Se dice de la roca o del material de vena que prácticamente no contiene minerales de valor recuperables, que acompañan a los minerales de valor y que es necesario remover durante la operación minera para extraer el mineral útil.

Estratificación. 1. Estructuración o arreglo en capas de una roca determinada. 2. Proceso de arreglo de las rocas sedimentarias, originado por algún cambio en la naturaleza de los materiales que están siendo depositados o en las condiciones del ambiente de sedimentación.

Estudio de factibilidad. Comprende toda la información con la que se realiza la evaluación de un proyecto, que habilita para tomar la decisión definitiva sobre la realización o sobre el proyecto mismo. El estudio de factibilidad debe suministrar una base técnica económica y comercial para tomar la decisión sobre inversiones que vayan a realizarse en un proyecto minero industrial, lo mismo que sobre sus condiciones operativas y procedimientos asociados.

Estudio de factibilidad minera. Estudio en el cual se recopila la información geológico-minera obtenida desde el reconocimiento hasta la exploración detallada: se modela el yacimiento, se diseña la explotación, se determina el volumen de reservas recuperables y se evalúan la calidad técnica y la viabilidad económica del proyecto de explotación minera. Este estudio permite verificar todas las informaciones geológicas, técnicas, ambientales, jurídicas y económicas relativas al proyecto; conduce a la toma de decisiones en materia de inversiones y constituye un documento que los bancos aceptan para las gestiones de financiación de un proyecto.

Estudio de impacto ambiental (EIA). 1. Documento técnico que debe presentar el titular del proyecto del cual se efectuará la declaración de impacto ambiental, que es recopilado antes de iniciar un proyecto; este estudio examina los efectos que tendrán las actividades del proyecto sobre las áreas naturales circundantes de un terreno. 2. Instrumento de planificación ambiental para la toma de decisiones con respecto al desarrollo de acciones o proyectos, exigido por la autoridad ambiental, de carácter preventivo, cuyo propósito es identificar, valorar y definir las medidas de preservación, mitigación, control, corrección y compensación de los impactos o consecuencias, y efectos ambientales que las acciones de un proyecto, obra o actividad pueden causar sobre la calidad de vida del hombre y su entorno. El contenido del EIA incluye: a) resumen del EIA; b) descripción del proyecto; c) descripción de los procesos y las operaciones; d) delimitación, caracterización y diagnóstico de las condiciones ambientales de las áreas de influencia; e) estimación y evaluación de impactos ambientales, y f) plan de manejo ambiental para prevenir, mitigar, corregir y compensar posibles impactos. Debe incluir plan de seguimiento y monitoreo, y plan de contingencia.

Estudio de prefactibilidad. Es una evaluación preliminar de la idea de un proyecto. Es la definición de un plan sobre el cual trabajar, con cálculo de los costos, basado en datos físicos y experimentales limitados. En términos generales, este tipo de estudio consiste en realizar una evaluación más profunda de las alternativas encontradas viables y en determinar la bondad de ellas. Su principal finalidad es apoyar la decisión sobre la viabilidad o inviabilidad del proyecto, o determinar la necesidad de análisis más detallados.

Estudios geológicos. Recopilación de información geológica de un área o una región, con el objetivo primordial de desarrollar minería, exploración minera u obras civiles, entre otras acciones. Un estudio geológico provee información sobre litología, estructuras y presencia de minerales, entre otros aspectos. Estos estudios pueden ser generales o detallados; por ejemplo, en el caso de túneles para obras civiles, un estudio geológico suministra información metro a metro de la zona que se va a perforar, con detalles de la estructura, la permeabilidad, los niveles freáticos, la dureza de las distintas unidades rocosas y otros aspectos necesarios para determinar la solución a los problemas que se van a encontrar antes de que la perforación alcance las zonas donde existan estos posibles problemas, para de esta manera ahorrar tiempo y dinero e incluso salvar vidas humanas.

Evaluación del proyecto. Se basa en el estudio de factibilidad del proyecto, en la evaluación económica (costos, inversiones) y en el análisis de reservas. Además, se realizan los trámites legales, sociales, mineros y ambientales, así como el planeamiento minero.

Excavación. 1. Proceso de remoción de material de suelo o roca de un lugar para transportarlo a otro. La excavación incluye operaciones de profundización, voladura, ruptura, cargue y transporte, tanto en superficie como bajo tierra. 2. Pozo, fosa, hoyo o cualquier corte resultante de una excavación.

Exploración. Consiste en lograr un conocimiento detallado del depósito mineral descubierto en la etapa de prospección. Para ello se realiza un modelo geológico y de recursos del yacimiento y se adelanta el estudio de prefactibilidad para determinar si vale la pena continuar o no con el proyecto.

Explosiones de polvo de sulfuro. En las minas subterráneas, es el riesgo de combustión espontánea de polvo que contiene sulfuros minerales y es transportado por el aire.

Explosivo. Los explosivos son sustancias que tienen poca estabilidad química y que son capaces de transformarse violentamente en gases. Esta transformación puede realizarse a causa de una combustión o por acción de un golpe, impacto, fricción u otra causa, en cuyo caso dichas sustancias reciben el nombre de explosivos detonantes, como es el caso de las dinamitas y los nitratos de amonio.

Explotación (industria minera). 1. Proceso de extracción y procesamiento de los minerales, así como la actividad orientada a la preparación y el desarrollo de las áreas que abarca el depósito mineral. 2. Es la aplicación de un conjunto de técnicas y normas geológico-mineras y ambientales para extraer un mineral o depósito de carácter económico, para su transformación y comercialización. 3. El artículo 95 de la Ley 685 de 2001 (Código de Minas) define la explotación como “el conjunto de operaciones que tienen por objeto la extracción o captación de los minerales yacentes en el suelo o subsuelo del área de la concesión, su acopio, su beneficio y el cierre y abandono de los montajes y de la infraestructura”.

Explotaciones pequeñas. Se consideran explotaciones pequeñas y de poca profundidad las que se realizan con herramientas e implementos simples de uso manual, accionados por la fuerza humana, y cuya cantidad extraída no sobrepasa las 250 toneladas anuales de material.

Explotaciones tradicionales. Las explotaciones tradicionales son aquellas áreas en las cuales hay yacimientos de minerales explotados tradicionalmente por numerosas personas vecinas del lugar y que, por sus características y ubicación socioeconómica, son la única fuente de abastecimiento regional de los minerales extraídos.

Exógeno. Son todos los procesos geológicos superficiales, como, por ejemplo, la meteorización.

Extraíble (mineral de interés o valioso). Parte económica o subeconómica del yacimiento que puede ser extraída durante la operación normal de la mina.

Ff

Factibilidad. es un estudio técnico y económico exhaustivo de la opción de desarrollo seleccionada para un proyecto minero, que incluye evaluaciones apropiadamente detalladas de los factores modificadores aplicables, junto con cualquier otro factor operacional relevante y los análisis financieros detallados que son necesarios para demostrar, al momento de presentar el reporte que la extracción está razonablemente justificada (económicamente explotable). Los resultados de estudio pueden razonablemente servir como base para la decisión final para que el titular o institución bancaria, proceda al financiamiento o desarrollo del proyecto.”

Filón. Relleno de minerales que ha colmado una fisura en la corteza terrestre.

Fluidos hidrotermales. Son fluidos que pueden contener agua a alta temperatura, y son volátiles y químicamente activos. Su origen puede ser magmático o de aguas meteóricas que se calientan y ascienden. Los fluidos hidrotermales pueden transportar y depositar metales, lo cual produce alteraciones químicas en las rocas con las cuales interactúan.

Flujo de caja (cash flow). Refleja los cobros y pagos del negocio o empresa en un periodo determinado. No incluye partidas de la cuenta de resultados que no corresponden a movimientos de caja, como, por ejemplo, amortizaciones y provisiones.

Fundición. Proceso pirometalúrgico mediante el cual un metal es llevado del estado sólido al líquido.

Galerías. Túneles horizontales en el interior de una mina subterránea.

Ganga. 1. Minerales que no presentan interés económico en un yacimiento; aquella parte de una mena que no es económicamente deseable, pero que no puede ser desechada en minería. Es separada de los minerales de mena durante los procesos de concentración. Este concepto se opone al de mena. Es el material estéril o inútil que acompaña al mineral que se explota. Generalmente son minerales no metálicos, o bien la roca encajante, y muy ocasionalmente pueden ser minerales metálicos. Los minerales de ganga son aquellos que no son beneficiables, pero en algunos casos pueden llegar a ser económicamente explotables (al conocerse alguna aplicación nueva para estos), en cuyo caso dejarían de ser ganga; por ejemplo, el mineral de ganga es galena. 2. La roca de derroche que rodea un depósito de mineral; también la materia de menor concentración en un mineral.

Gas (industria minera). 1. Término usado por los mineros para referirse a un aire impuro, especialmente con combinaciones explosivas. 2. Gases combustibles (metano), mezcla de aire y gases combustibles, u otras mezclas de gases explosivos que se encuentran en las minas.

Gases esenciales. En minería, el aire atmosférico y el oxígeno, los gases indispensables para la vida del hombre.

Gases explosivos. En minería, gases que en altas concentraciones forman mezclas explosivas con el aire: metano (CH_4); monóxido de carbono (CO , explosivo en concentraciones entre 13 y 75%) y C_2H_2 y H_2S .

Gases nitrosos (NO y NO_2). Son derivados de diferentes óxidos de nitrógeno. Se encuentran como mezcla en diferentes concentraciones como productos habituales en las voladuras practicadas en los frentes. Estos dos gases no se separan nunca en esta situación, por lo que hay que reconocerlos juntos, aunque los porcentajes varíen constantemente. Producen la muerte por edema pulmonar, por lo que es preciso tener cuidado en los momentos inmediatos a la pega, y conviene regar la carga de tierra para disolverlos. Se detectan mediante tubos colorimétricos. Su característica más destacada es su olor acre.

Gases sofocantes. En minería, gases que producen ahogo, y en altas concentraciones pueden producir la muerte: nitrógeno (N_2); dióxido de carbono (CO_2), que cuando es mayor que 15% en volumen, es mortal; metano (CH_4) y el gas de carburo (C_2H_2), producido por la acción del agua sobre el carburo de calcio, que produce un característico olor a ajo.

Gases tóxicos. En minería, gases nocivos al organismo por su acción venenosa: monóxido de carbono (CO); humos nitrosos (de olor y sabor ácidos); sulfuro de hidrógeno (ácido sulfhídrico) (H_2S) (su límite permisible es de 8 pm), que tiene olor a huevos podridos, y anhídrido sulfuroso (SO_2), que en concentraciones mayores del 15% en volumen, es mortal (su límite permisible es de 1,6 pm).

Geólogo. Profesional que tiene conocimientos sobre la composición, la estructura y la evolución de la Tierra; conoce la distribución de las rocas en el espacio y en el tiempo. Esta distribución de las rocas y los minerales permite al geólogo encontrar yacimientos de minerales, petróleo y gas. Además, esta disposición permite conocer la geología, requisito para asentar edificios, puentes y carreteras sin riesgo para la vida humana.

Geoquímica. 1. Estudia la distribución, la dispersión en la naturaleza (ciclos) y la concentración de elementos químicos en minerales, cuerpos mineralizados, rocas, suelos, aguas y atmósfera, y toma como base las propiedades de sus iones y átomos. 2. Estudio espacial y temporal de los elementos químicos y sus especies, y de los procesos físico-químicos que controlan su movilidad, su transformación y su acumulación en el medio ambiente. 3. Estudio de los elementos químicos y de los procesos en los cuales intervienen, en el interior y sobre la superficie terrestre.

Geoquímica de minerales. Geoquímica de los metales principales y trazas componentes de los minerales.

Grava (rocas sedimentarias). Material redondeado producto de la desintegración, natural o artificial, de cualquier tipo de roca, especialmente de aquellas ricas en cuarzo, cuyo diámetro es superior a 2 mm.

Grisú. Mezcla de metano con aire en proporciones variables, que puede contener algún que otro gas (como etano y anhídrido carbónico, entre otros), si bien es el metano, que puede alcanzar porcentajes muy altos, el que determina sus características. Estas características son: altamente combustible y arde con llama azulada; es incoloro, insípido, asfixiante y pesa menos que el aire. Puede desplazar al oxígeno en la mezcla de aire hasta niveles en los que el porcentaje de oxígeno (O_2) sea lo suficientemente bajo para no permitir la supervivencia humana, y tiende a acumularse en los lugares altos de las labores, donde la velocidad de ventilación es insuficiente.

Guía (industria minera). Es una galería subterránea que sigue el rumbo del cuerpo mineralizado (vena, veta, filón, manto o capa). Las guías no tienen salida directa a la superficie y están destinadas al transporte de cargas, circulación de personal, ventilación, desagüe, y conducen a los frentes de trabajo.

Hh

Horizonte de evaluación del proyecto. Tiempo definido para medir la bondad financiera del proyecto.

Ii

Impacto ambiental. 1. Alteración o cambio neto parcial, positivo o negativo (adverso o benéfico), en el medio ambiente o en alguno de sus componentes, resultante de actividades, productos o servicios de una organización. Un impacto ambiental conduce a un problema ambiental. La intensidad de la alteración está relacionada con la capacidad de acogida del territorio donde se desarrolla la actividad impactante. 2. Efecto que las actuaciones humanas producen en el medio ambiente.

Impuesto. Pago obligatorio de dinero que exige el Estado a los individuos o empresas que no están sujetos a contraprestación directa, con el fin de financiar los gastos propios de la administración del Estado y la provisión de bienes y servicios de carácter público, tales como administración de justicia, gastos de defensa, subsidios y muchos otros. Solo por ley pueden establecerse los impuestos, de cualquier naturaleza que sean, señalarse sus modalidades, su repartición o su supresión. Las dos categorías fundamentales son los impuestos directos e indirectos.

Impuesto sobre la renta. Contribución que grava el ingreso de las personas y entidades económicas. El impuesto sobre la renta incluye el gravamen al trabajo, al capital y la combinación de ambos. Es un impuesto directo, porque incide en forma específica sobre el ingreso de las personas y de las sociedades mercantiles. En Colombia, la tasa del impuesto a la renta es del 33%, y se paga anualmente.

Información. Acción y efecto de adquirir conocimiento o formación mediante el aprendizaje y el entendimiento. La información es un proceso por el cual, del conjunto de datos accesibles, se extrae y elabora aquel subconjunto que tiene relevancia para el sujeto que se informa.

Infraestructura minera. Conjunto de bienes, instalaciones y servicios establecidos (agua, pozos sépticos, acueducto, energía, entre otros), básicos para el normal desarrollo de una operación minera. La infraestructura minera, como un todo, constituye un gran sistema compuesto por subsistemas, que deben considerarse desde diferentes puntos de vista y no exclusivamente desde el económico. Un subsistema importante es, por ejemplo, el transporte, que está compuesto por caminos, carreteras, vías férreas, aeropuertos, puertos, entre otros, e incluye vehículos, instalaciones y otros muchos bienes más y, desde luego, organizaciones que incluyen a las personas que las manejan.

Ingresos. Entrada de dinero a una empresa, derivada de la venta de sus productos, servicios, operaciones financieras y otros rubros.

Interés. Compensación que se debe dar a un sujeto económico por su disposición a desprenderse de dinero, que se formaliza a través de las operaciones de crédito o de préstamo.

Inversión. Bienes comprados por las personas o las empresas para aumentar su stock de capital.

Inversión en bienes de equipo. Equipos y estructuras que compran las empresas para utilizarlos en la producción futura.

Inversionista. Es quien coloca su dinero en un título valor o alguna alternativa que le genere un rendimiento futuro, ya sea una persona o una sociedad.

Inclusiones fluidas. Son fluidos que se encuentran atrapados dentro de un mineral con estructura cristalina. Se encuentran en cristales que se forman a partir de fluidos (por ejemplo, agua o magma) y no suelen sobrepasar 0,1 mm de diámetro. Según sus orígenes, se pueden distinguir tres tipos de inclusiones fluidas: a) Primarias, que se forman durante el crecimiento del cristal y pueden presentarse aisladas, en pequeños grupos de inclusiones fluidas sin orientación particular, o alineadas paralelamente a las zonas de crecimiento del cristal. b) Secundarias, que se forman en fracturas en cristales, que han sido penetradas por fluidos para luego sellarse mediante la autorreparación del cristal; se presentan como lineamientos de inclusiones que llegan a tocar la superficie del cristal, e incluso, a veces, pueden continuar en cristales aledaños. c) Seudosecundarias: se trata de inclusiones que por

sus lineamientos parecen secundarias, aunque en realidad son primarias; se las considera un subgrupo de las inclusiones primarias. De las inclusiones fluidas se puede obtener información como la temperatura y la presión a la cual se formó el mineral, qué contenedor, además del tipo fluido del cual se formó, y la densidad de tal fluido.

Ll

Licencia ambiental. 1. Es la autorización que otorga la autoridad competente a una persona natural o jurídica para que adelante la ejecución de un proyecto, obra o actividad. En ella se establecen los requisitos, las obligaciones y las condiciones que el beneficiario debe cumplir para prevenir, mitigar o corregir los efectos indeseables que el proyecto, obra o actividad autorizada puede causar en el ambiente. 2. Autorización que otorga la autoridad competente para la construcción, el montaje, la explotación objeto del contrato y el beneficio, y para las labores adicionales de exploración durante la etapa de explotación. Se otorga de manera global y comprende, además, los permisos, autorizaciones y concesiones de carácter ambiental para hacer uso de los recursos necesarios en el proyecto minero.

Litificación. Proceso mediante el cual un material se convierte en roca compacta en la corteza terrestre.

Lixiviable. Material extraíble o tratable mediante técnicas de lixiviación.

Lixiviación (beneficio). Proceso hidro-metalúrgico mediante el cual se realiza la disolución selectiva de los diferentes metales que contiene una mena, por medio de una solución acuosa que contiene un reactivo químico apropiado.

Lixiviación (geoquímica). 1. Remoción de elementos químicos desde un material natural (por ejemplo, suelo), mediante su disolución en agua y su transporte o movilización descendente a través de un terreno o medio sólido poroso. 2. Proceso natural mediante el cual, por acción del agua, se liberan y transportan elementos a través de un perfil (suelo) hacia los horizontes inferiores.

Lixiviación a presión. Disolución selectiva de un mineral en medio acuoso ácido o básico, mediante la aplicación de altas presiones y temperaturas. El proceso se realiza en equipos denominados autoclaves.

Lixiviación biológica. 1. Proceso de recuperación de metales de minerales de bajo tenor que se basa en liberar una solución de los metales con la utilización de bacterias. 2. Es el proceso de usar bacterias que se presentan naturalmente para acelerar la oxidación de minerales sulfídicos que contienen algunas formas de oro y, a la vez, previenen que los químicos lixiviantes alcancen el oro. Cuando la mena es expuesta a grandes concentraciones de estos organismos que consumen sulfuros, se pueden remover cantidades suficientes de material sulfídico para luego recuperar el oro mediante procesos normales de lixiviación.

Lixiviación por percolación. Proceso de lixiviación en el cual la solución lixiviante y las aguas de lavado pueden circular por efecto de la gravedad a través de las partículas de mineral en el interior de un tanque o en el suelo, y disolver el metal de interés. Generalmente, las partículas del mineral apto para este proceso deben tener un tamaño entre 6 y 9 mm.

Lixiviados. Solución obtenida por extracción o lixiviación; tal es el caso de la solución resultante de la percolación descendente de agua meteórica a través del suelo o de desechos sólidos que contienen sustancias solubles (por ejemplo, en un relleno sanitario).

Mm

Manejo de aguas (industria minera). Proceso en el que, en un área minera, se produce un descenso de la tabla de agua subterránea mediante bombeo de pozos para luego ser transportada y utilizada o recargada en el sistema de aguas subterráneas mediante infiltración, reinyección o irrigación.

Medio ambiente. Conjunto de condiciones físicas, químicas y biológicas que rodean a un organismo.

Mena. 1. Mineral de base del que es posible extraer otro mineral de mayor pureza e importancia económica. La molibdenita (sulfuro de molibdeno), por ejemplo, es la principal mena del molibdeno. 2. Minerales que presentan interés económico en un yacimiento; este concepto se opone al de ganga. En general, es un término que se refiere a minerales metálicos y que designa al mineral del que se extrae el elemento de interés. Para aprovechar mejor la mena suele ser necesario su tratamiento, que por lo regular comprende dos etapas: el tratamiento en el sitio de mina para aumentar la concentración del mineral en cuestión (procesos hidrometalúrgicos y flotación, entre otros), y el tratamiento metalúrgico final, que permite extraer el elemento químico en cuestión (tostación y electrólisis, entre otros).

Metalogénesis. Proceso que permite definir y, dado el caso, mostrar en un mapa, las áreas que pueden contener concentraciones minerales.

Metalogenia. Rama de la geología que estudia el origen de los yacimientos minerales, sus relaciones con las rocas que los contienen, las estructuras que los controlan y las leyes que gobiernan la distribución de los depósitos minerales en la corteza terrestre. Esta definición considera todas las variables en el espacio y en el tiempo.

Metalografía. Descripción y clasificación de metales mediante el estudio de la estructura de un metal-aleación y la relación con la composición química, y con las propiedades mecánicas y físicas.

Metalurgia. 1. Estudio y tecnología de los metales y aleaciones. 2. Es la ciencia de extraer metales de las respectivas menas por medios mecánicos y procesos químicos, y de prepararlos para su uso.

Metamorfismo. Proceso por el cual se producen profundas transformaciones mineralógicas, estructurales y químicas en rocas o minerales, debido a bruscas variaciones en las condiciones de presión y temperatura, y que da lugar a la formación de un nuevo tipo de rocas llamadas metamórficas. Esencialmente, es un proceso isoquímico que conduce al estado sólido, con cristalización de nuevos minerales, llamados neoformados, y adquisición de texturas y estructuras particulares diferentes de las de la roca originaria. Cualquier roca, sea ígnea, sedimentaria o metamórfica, puede ser afectada por el metamorfismo. Hay varios esquemas para distinguir diferentes tipos de metamorfismo: a) según la extensión sobre la cual tuvo lugar el metamorfismo: metamorfismo regional y local; b) según las condiciones (ambiente) geológicas: orogénico, de enterramiento, de fondo oceánico, dinámico, de contacto y dinamotérmico; c) según el principal factor controlante durante el metamorfismo (temperatura [T], presión [P], presión de agua [PH₂O], esfuerzos, deformaciones): térmico; d) según la causa particular del metamorfismo: de impacto, hidrotermal, por quema de combustibles naturales (raro), por rayos (descargas eléctricas naturales); en esta categoría se puede incluir el metamorfismo de contacto, el pirometamorfismo y el metamorfismo asociado con el emplazamiento de cuerpos tectónicos calientes; e) según si el metamorfismo es el resultado de un único o de múltiples eventos: monometamorfismo, polimetamorfismo: una roca o complejo de rocas pueden presentar los efectos de más de un evento metamórfico (por ejemplo, dos metamorfismos regionales o un metamorfismo de contacto y uno regional), y f) si el metamorfismo está asociado con un incremento o descenso de la temperatura: prógrado, retrógrado.

Metasomatismo. 1. Proceso, prácticamente simultáneo, de solución capilar y deposición, por medio del cual un nuevo mineral o agregado de minerales, de composición química parcial o totalmente diferente, se desarrolla en el cuerpo de un antiguo mineral o agregado de minerales. 2. Proceso por el cual un mineral es reemplazado por otro de diferente composición química, debido a un grupo de reacciones que permiten la introducción de material de fuentes externas. 3. Proceso de solución y deposición simultánea que ocurre a través de pequeñas aperturas, generalmente submicroscópicas, y principalmente por acción de soluciones acuosas hipogénicas, que da como resultado un nuevo mineral de composición total o parcialmente diferente, y que puede desarrollarse en el cuerpo de un antiguo mineral o agregado de minerales.

Metilmercurio. El metilmercurio (a veces escrito como metil-mercurio) es un catión organometálico de fórmula química [CH₃Hg]⁺. Se trata de un compuesto neurotóxico capaz de concentrarse en el organismo (bioacumulación) y concentrarse, asimismo, en las cadenas alimentarias (biomagnificación), que ocupa un lugar especial debido a que cierto porcentaje de la población mundial está expuesta a él de una u otra forma, y su toxicidad está mejor caracterizada por la investigación médica que la de otros compuestos orgánicos del mercurio.

Mineral. 1. Sustancia homogénea originada por un proceso genético natural, con composición química, estructura cristalina y propiedades físicas constantes dentro de ciertos límites. 2. Minerales que se caracterizan por una estructura cristalina y por una composición química determinadas, que pertenecen a un rango de variaciones continuas y que se encuentran en equilibrio bajo unas condiciones termodinámicas determinadas. 3. El Código de Minas define el mineral como la sustancia cristalina, por lo general inorgánica, con características físicas y químicas propias debido a un agrupamiento atómico específico.

Mineral asociado. Categoría en la que se incluyen los minerales que hacen parte integral del cuerpo mineralizado objeto del contrato de concesión. Véase ganga.

Mineral de alteración. Mineral que se forma como producto de reacciones físico-químicas de fluidos hidrotermales o de actividad ígneo-volcánica con minerales que componen las rocas encajantes. Se excluyen los minerales formados por meteorización o intemperismo. Los tipos de alteración hidrotermal más comunes son potásica, skarn, filica, propílica, argílica, albitización, piritización, carbonatización, ceolitización, alunización, caolinización, silicificación, dolomitización, turmalinización, epidotización, argílica avanzada, sericítica, cloritización.

Mineral de mena. Véase mena.

Mineralización. Procesos naturales por los cuales los minerales son introducidos en las rocas. Los procesos de mineralización más conocidos son segregación magmática; diferenciación magmática, hidrotermal; sublimación; metasomatismo de contacto; metamorfismo; sedimentación; evaporación; concentración residual; oxidación y enriquecimiento supergénico; concentración mecánica, y eólico.

Mineralogía. Ciencia que estudia los minerales: la manera en que se combinan, cristalizan, presentan y distribuyen estos compuestos, sus diversas características físicas y químicas, su origen y su distribución en la corteza terrestre. Está ligada a la geología (que estudia los procesos físicos que determinaron la formación de la Tierra).

Minería. Ciencia, técnicas y actividades que tienen que ver con el descubrimiento, la exploración y la explotación de yacimientos minerales. Estrictamente hablando, el término se relaciona con los trabajos subterráneos y a cielo abierto (en superficie) encaminados al arranque y al tratamiento de una mena o la roca asociada. La minería es una de las actividades más antiguas de la humanidad, y consiste en la obtención selectiva de minerales y otros materiales que se encuentran en la corteza terrestre.

Minería de subsistencia. Es la actividad minera desarrollada por personas naturales o grupo de personas que se dedican a la extracción y recolección a cielo abierto de arenas y gravas de río destinadas a la industria de la construcción, arcillas, metales preciosos, piedras preciosas y semipreciosas por medios y con herramientas manuales, sin la utilización de ningún tipo de equipo mecanizado o maquinaria para su arranque. Incluye las técnicas de barequeo (véase) y de recolección de minerales. No comprende las actividades que se desarrollan en espacios subterráneos sin título minero (Ministerio de Minas y Energía, Decreto 1666 de 2016).

Minería formal. Actividad cuyas unidades productivas desarrollan las labores mineras con título minero vigente o bajo el amparo de este, y con instrumento ambiental, y cumplen con los parámetros técnicos, ambientales, económicos, laborales y sociales de la industria, definidos por la legislación vigente en estos aspectos.

Minería ilegal. Es la minería que se desarrolla sin estar inscrita en el Registro Minero Nacional y, por lo tanto, sin título minero. Es la minería desarrollada de manera artesanal e informal, al margen de la ley. También incluye trabajos y obras de exploración sin título minero. Incluye minería amparada por un título minero, pero en la que la extracción, o parte de ella, se realiza por fuera del área amparada por la licencia.

Minería legal. Es la minería amparada por un título minero, que es el acto administrativo escrito mediante el cual se otorga el derecho a explorar y explotar el suelo y el subsuelo mineros de propiedad nacional, según el Código de Minas. El título minero deberá estar inscrito en el Registro Minero Nacional.

Minería tradicional. La minería tradicional es aquella que se ha ejercido desde antes de la vigencia de la Ley 685 de 2001, en un área específica, en forma continua o discontinua, por personas naturales o grupos de personas naturales o asociaciones sin título minero inscrito en el Registro Minero Nacional, en yacimientos minerales de propiedad del Estado y que, por las características socioeconómicas de éstas y la ubicación del yacimiento, constituyen para dichas comunidades la principal fuente de manutención y generación de ingresos, además de considerarse una fuente de abastecimiento regional de los minerales extraídos. Esta minería es también informal y puede ser objeto de procesos de formalización a los que hacen referencia los artículos 31 y 257 de la Ley 685 de 2001, así como los programas de que trata el capítulo XXIV de la Ley 685 de 2001 (Código de Minas). Por lo anterior, se entiende que la minería tradicional es una subespecie de la minería informal.

Modelo. Una abstracción de la realidad. Un modelo es estructurado como un conjunto de reglas y procedimientos utilizados para derivar nueva información que puede ser analizada para ayudar a resolver problemas de planeación.

Molienda. Operación de reducción de tamaño de un mineral realizada después de la trituración. Puede ser de tipo primario o secundario, según el tamaño requerido del producto.

Molienda autógena. Proceso de reducción de tamaño llevado a cabo en un cilindro rotatorio, en el cual el efecto molidor es causado por la fricción mutua entre las partículas de mineral.

Molienda semiautógena (SAG). Método de molienda de roca y minerales en el cual el medio molidor está compuesto por trozos grandes del mismo material que se intenta moler, y bolas de acero.

Molino. Máquina usada en la molienda de minerales.

Molino de arrastre. Molino para minerales que consiste en una o más piedras grandes arrastradas por un lecho circular.

Molino de barras. Molino para molienda fina (última etapa de la molienda, en la que el material que se entrega pasa por un tamiz de malla de 1 mm² de sección), similar a los molinos de bolas. Es un equipo cilíndrico que tiene en su interior barras de acero que, cuando el molino gira, caen sobre el material.

Molino de bolas. Cilindro metálico cuyas paredes están reforzadas con material fabricado con aleaciones de acero al manganeso. Estas molduras van apernadas al casco del molino y se sustituyen cuando se gastan. El molino gira y la molienda se lleva a cabo por efecto de las bolas de acero al cromo o manganeso que, al girar con el molino, son retenidas por las ondulaciones de las molduras a una altura determinada, desde donde caen y pulverizan por efecto del impacto el material mineralizado mezclado con agua.

Molino de guijarros. Molino cilíndrico, similar al molino de barras, con solo un compartimiento y una carga de partículas de mineral cribadas como medio de molienda. Son muy usados en las minas de oro de Sudáfrica. Se utilizan cuando la proporción de tamaños gruesos es demasiado baja, donde la fracción gruesa de la alimentación se separa y el resto se tritura hasta un tamaño más fino, y se introduce todo en el molino de guijarros para completar la molienda fina.

Molino tubular. Aparato que consiste en un cilindro giratorio, lleno aproximadamente hasta la mitad de varillas y bolas de acero, en el cual se introduce la mena triturada para obtener una molienda más fina.

Oo

Oferta. 1. Precio al cual se ofrece un título para la venta. En la cotización de determinado título el offer constituye el precio más bajo que un vendedor está dispuesto a recibir por dicho título en ese momento dado. 2. Situación por la cual una sociedad hace público su deseo de adquirir una participación mayoritaria en otra.

Onza troy. Unidad de masa en la cual son comercializados metales preciosos como el oro y el platino. Una onza troy equivale a 31,103 g.

Pp

Permiso ambiental. Autorización que concede la autoridad ambiental para el uso o el beneficio temporal de un recurso natural.

Petrografía (petrología). Rama de la geología que estudia las rocas desde el punto de vista genético (origen) y su relación con otras rocas.

Planta de procesamiento de minerales. Instalación industrial o semiindustrial en la cual un mineral es tratado para la recuperación de los metales o compuestos de interés mediante una secuencia de operaciones o procesos unitarios, que utiliza algún tipo de energía (eléctrica, mecánica, hidráulica o térmica) para la operación de los equipos o máquinas.

Pre-factibilidad. es un estudio exhaustivo de un rango de opciones para la viabilidad técnica y económica de un proyecto minero que ha avanzado hasta una etapa en la que se ha establecido un método preferido de extracción y procesamiento de mineral, ya sea en minería subterránea o a cielo abierto, incluye un análisis financiero basado en suposiciones razonables de los factores modificadores.

Preparación (desarrollo minero). Labores mineras llevadas a cabo para facilitar la explotación apropiada del yacimiento o depósito, una vez se ha completado la exploración minera y se ha logrado el acceso y el desarrollo tanto en el rumbo como en el buzamiento. Las labores de preparación se realizan, en su mayoría, dentro del yacimiento mismo, e incluyen: a) inclinados y tambores, b) subniveles y sobreguías y c) algunas cruzadas, “chutes” de descargue, algunas clavadas y verticales, y otros trabajos.

Preparación de minerales. Es una parte de la metalurgia extractiva que comprende la secuencia de operaciones físicas y mecánicas (trituración, molienda, clasificación, aglomeración, concentración) mediante las cuales se adecúa el mineral para procesos posteriores de extracción sin producir alteración química del alimento.

Presión de vapor. Es la presión de la fase gaseosa o vapor de un sólido o un líquido sobre la fase líquida, para una temperatura determinada, en la que la fase líquida y el vapor se encuentran en equilibrio dinámico. Su valor es independiente de las cantidades de líquido y vapor presentes mientras existan ambas.

Producción (aspectos económicos). Es la suma del valor de todos los bienes y servicios producidos por los agentes económicos residentes, ofrecidos para diferentes usos, incluido el consumo intermedio.

Producción (industria minera). Fase del ciclo minero (véase) que tiene como objetivo la extracción, la preparación o el beneficio, el transporte y la comercialización del mineral. Es la fase de mayor duración, generalmente entre diez y treinta años, y depende del nivel de reservas, el tipo de explotación y las condiciones de la contratación.

Productividad. Relación entre lo producido y los medios empleados, tales como mano de obra, materiales, energía y maquinaria, entre otros.

Producto (industria minera). Cantidad de mineral obtenido en un proceso o una operación, que puede servir a la vez como alimento para un tratamiento posterior.

Propiedades físicas. Son las características que se pueden medir u observar sin alterar la composición de la sustancia, como, por ejemplo, el color, olor, la masa, forma, solubilidad, densidad, punto de fusión, etc.

Propiedades químicas. Son aquellas que pueden ser observadas cuando una sustancia sufre un cambio en su composición. Por ejemplo, oxidación.

Prospección. Consiste en localizar anomalías geológicas donde pueda existir un depósito mineral.

Provincia metalogénica. Región en la que una serie de depósitos minerales tienen características comunes.

Proyecto de inversión. Es un plan que contiene un conjunto de actividades coordinadas entre sí para posibilitar el cumplimiento de un propósito específico o la materialización de una idea. En este sentido, los proyectos son un instrumento básico de información para la toma de decisiones de inversión.

Pruebas de planta piloto. Pruebas que buscan identificar las mejores condiciones de operación de una planta de beneficio del mineral.

Rr

Recuperación (industria minera). Relación entre el peso del componente útil en el concentrado de mineral y el del mismo componente en el alimento de la operación unitaria. Por lo general se expresa en porcentaje y, en ocasiones, sirve como indicativo del rendimiento de una operación de preparación de minerales.

Recursos naturales. Son elementos de la naturaleza susceptibles de ser utilizados por el hombre para la satisfacción de sus necesidades o intereses económicos, sociales y espirituales. Se dividen en recursos renovables (véase) y recursos no renovables (véase).

Recursos naturales no renovables. Son los recursos que no tienen capacidad de recuperarse o regenerarse después de ser aprovechados, aunque posiblemente se regeneren en escalas de tiempo geológico grandes.

Recursos naturales renovables. Son aquellos cuya fuente es abundante y se generan a una velocidad tal que pueden ser utilizados repetidas veces por el hombre, sin arriesgar su agotamiento.

Regalía. 1. Compensación por el uso de la propiedad ajena basada en un porcentaje acordado de los ingresos resultantes de su uso. Por ejemplo, la que recibe un fabricante por el uso de su maquinaria en la fábrica de otra persona. Regularmente, las regalías se asocian con la actividad extractiva, más especialmente con la actividad petrolera. 2. De conformidad con los artículos 58, 332 y 360 de la Constitución Política, toda explotación de recursos naturales no renovables de propiedad estatal genera una regalía como contraprestación obligatoria.

Relave (o cola). Conjunto de desechos tóxicos de procesos mineros resultado de la concentración de minerales, por lo general constituido por una mezcla de rocas molidas, agua y minerales de ganga (o sin valor comercial), aunque también se encuentran bajas concentraciones de metales pesados, tales como cobre, plomo y mercurio, y metaloides como el arsénico.

Reserva mineral: es la parte económicamente explotable de un recurso mineral medido y/o indicado, esto incluye el material de dilución y pérdidas que pueden ocurrir cuando el material es explotado o extraído y está definido apropiadamente por estudios de pre factibilidad o factibilidad que incluyen la aplicación de factores modificadores. (minería, procesamientos, metalúrgicos, infraestructura, económicos, de mercado, legales, ambientales, sociales y gubernamentales). Las reservas minerales incluyen reservas probables y probadas.

Roca encajante (yacimientos minerales). Unidad o cuerpo de roca que contiene un recurso mineral.

Rocas metamórficas. Toda roca que en estado sólido ha sufrido cambios texturales y composicionales (físico-químicos) causados por variaciones de presión y temperatura. Según el grado de metamorfismo, estos cambios pueden ser o no más evidentes.

Rocas sedimentarias. Son las que se forman por la acumulación y la compactación de sedimentos, en un proceso llamado litificación. Se presentan estratificadas y pueden contener fósiles.

Rocas volcánicas, ígneas o magmáticas. Rocas ígneas que se forman a partir de la consolidación de material del magma que fluyó hacia la superficie terrestre (lava) o fue lanzado violentamente (de forma explosiva) desde un volcán (piroclastos como, por ejemplo, ceniza). Una característica importante de las rocas volcánicas es que tienen una tasa de enfriamiento alta, es decir, el paso desde magma a roca es rápido. Las formas de solidificación de las vulcanitas están estrechamente relacionadas con su contenido en SiO₂, con el contenido gaseoso de los fundidos respectivos y con la viscosidad de la lava.

Ss

Sector. Conjunto de empresas o instituciones dedicadas a una misma actividad económica.

Sedimento. Material sólido que se asienta desde el líquido cuando se encuentra en suspensión.

Silicificación. Introducción de sílice o reemplazo de componentes por sílice. La sílice formada o introducida es generalmente cuarzo de grano fino, calcedonia u ópalo, y puede rellenar poros o reemplazar minerales existentes. El término es aplicable a procesos magmáticos, hidrotermales o diagenéticos.

Sistema General de Riesgos Profesionales. Conjunto de normas, entidades y procedimientos destinados a prevenir, proteger y atender a los trabajadores de los efectos de las enfermedades y los accidentes que puedan ocurrir con ocasión o como consecuencia del trabajo.

Sostenibilidad. Es el deber de manejar adecuadamente los recursos naturales renovables, así como garantizar la integridad y el disfrute del ambiente; es compatible y concurrente con la necesidad de fomentar y desarrollar racionalmente el aprovechamiento de los recursos mineros como componentes básicos de la economía nacional y del bienestar social.

Sulfuros. Minerales formados a partir del enlace entre el azufre y otro elemento químico, en especial un metal (Zn, Cu, Pb, Hg, Sb, Bi, Ni).

Tt

Tasa de descuento. Se puede definir como el costo de oportunidad en que se incurre al tomar la decisión de invertir en el proyecto, en lugar de hacerlo en otras alternativas que pueda ofrecer el mercado financiero.

Tasa interna de retorno (TIR). Indicador de la rentabilidad de un activo financiero. Es aquella tasa de descuento que iguala el valor presente de los flujos de ingresos futuros (intereses, amortizaciones parciales), con el costo de la inversión inicial. Corresponde al rendimiento que obtendría el inversionista de mantener el instrumento hasta su vencimiento, bajo el supuesto de que reinvierte los flujos de ingresos a la misma tasa. En el caso de instrumentos de renta fija, es equivalente al rendimiento a vencimiento.

Tenor. Porcentaje neto de mineral económicamente recuperable de una mena.

Tenor de cabeza. La ley promedio de la mena alimentada al molino. Esta expresión se refiere al dato de tenor del material que entra a la planta de beneficio, y se calcula tanto para el producto como para los coproductos y subproductos.

Tenor de colas. Tenor, ley o concentración de mineral en las colas que se desechan al final del proceso mineralúrgico (beneficio).

Título minero de exploración. Es el acto administrativo que confiere a una persona el derecho exclusivo a realizar, dentro de una zona determinada, trabajos dirigidos a establecer la existencia de minerales y sus reservas en calidad y cantidad comercialmente explotables.

Título minero de explotación. Es el derecho que tiene el titular de la licencia de exploración que ha sido clasificado en forma definitiva como de pequeña minería para convertir su título en licencia de explotación.

Tonelada métrica. Unidad de peso equivalente a 1.000 kg o 2.205 lb.

Transformación. Transformación minera 1). Conjunto de operaciones fisicoquímicas o metalúrgicas a que se somete un mineral después de ser beneficiado, para obtener un primer producto comercial utilizable por la industria y el consumidor. 2). De acuerdo con el Código de Minas, es la modificación mecánica o química del mineral extraído y beneficiado, a través de un proceso industrial del cual resulte un producto diferente no identificable con el mineral en su estado natural.

Trituración. Reducción inicial del tamaño del mineral hasta un grado que permita su molienda.

Trituración primaria. Proceso por el cual el mineral es triturado entre 1/2 a 1/6 de su tamaño original, como preparación para la siguiente etapa de reducción (segunda o tercera etapa de trituración o circuito de molienda).

Trituración primaria, secundaria y terciaria. Etapas en las que se realiza la trituración o la reducción de tamaño de las rocas y los minerales con el fin de reducir los costos de energía; la reducción en una sola etapa incurre en mayores gastos energéticos. Convencionalmente denominadas trituración gruesa, media y fina (primaria, secundaria y terciaria).

Trituración selectiva. Proceso que consiste en evitar triturar excesivamente las partículas que ya han alcanzado el tamaño deseado, lo que se consigue cribando o tamizando previamente el material triturado.

Trituradora. Maquinaria para romper y reducir de tamaño fragmentos o trozos grandes de roca y otros materiales.

Trituradora de cono. Máquina que tritura el mineral en el espacio de un cono de trituración montado en forma excéntrica, y otro cono truncado fijo llamado tazón.

Trituradora de mandíbulas. Máquina que utiliza placas de acero (una fija y otra móvil) para romper las rocas. Esta trituradora rompe el material al presionarlo entre las dos placas de acero (mandíbulas) que forman una cámara en forma de cuña.

Trituradora de rodillos. Trituradora en la cual el material es roto entre dos rodillos rotatorios que se mueven en sentido contrario a las manecillas del reloj, que pasan a través de una ranura en el fondo de la máquina. Cuando la presión es muy grande, los rodillos se separan aumentando la distancia entre ellos y, por tanto, el tamaño del grano final. Se utiliza para la trituración de menas quebradizas (frágiles) antes de la separación gravimétrica hidromecánica de fracciones de grano medio.

Uu

Utilidad neta. Ganancia obtenida por una empresa en un periodo determinado después de haber pagado impuestos y otros gastos.

Vv

Valor en libros. Importe por el que aparece registrado un activo en los libros contables de una empresa.

Ventas. Importe de todas las ventas que ha efectuado una empresa en un periodo dado, ya sea que se hayan realizado de contado o a crédito.

Veta. Cuerpo de roca tabular o laminar que penetra cualquier tipo de roca. Muchos depósitos de minerales importantes se presentan en forma de vetas junto con otros minerales asociados.

Vida útil. La vida útil de un equipo es el lapso durante el cual este está en condiciones de realizar el trabajo para el cual fue diseñado, sin que los gastos de su operación excedan los rendimientos económicos obtenidos por este, por mínimos que sean. La vida útil de una máquina depende de múltiples y complejos factores, entre los que se pueden enumerar fallas de fabricación, falta de protección contra los agentes atmosféricos, desgaste excesivo debido a uso anormal, vibraciones y fricción de sus partes móviles, manejo de diferentes operadores e irresponsabilidad de estos y descuidos técnicos, entre otros.

Vida útil del proyecto. Tiempo durante el cual se espera que el proyecto genere beneficios.

Zz

Zona de falla. Área relacionada con un plano de falla que puede constar hasta de cientos de metros a los lados del plano de falla. Alberga numerosas fallas pequeñas en las cataclasitas y milonitas asociadas.

11.

REFERENCIAS

Toma de muestras en el sector del Playón. Fotografía tomada por Verónica Ruíz, Servicio Geológico Colombiano





- Acosta Álvarez, M. M. (2007). *Determinación de metales pesados en suelos agrícolas del valle del Mezquital*, Hgo. Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo, 1-91.
- Aduvire, O. (2006). *Drenaje ácido de mina Generación y tratamiento*. Instituto Geológico y Minero de España. http://info.igme.es/SidPDF/113000/258/113258_0000001.pdf
- Baeyens, W., Leermakers, M., Papina, T., Saprykin, A., Brion, N., Noyen, J., De Gieter, M., Elskens, M. y Goeyens, L. (2003). Bioconcentration and biomagnification of mercury and methylmercury in North Sea and Scheldt Estuary fish. *Archives of Environmental Contamination and Toxicology*, 45(4), 498-508. <https://doi.org/10.1007/s00244-003-2136-4>.
- Barringer, J. L., Szabo, Z., Kauffman, L. J., Barringer, T. H., Stackelberg, P. E., Ivahnenko, T., Rajagopalan, S. y Krabbenhoft, D. P. (2005). Mercury concentrations in water from an unconfined aquifer system, New Jersey coastal plain. *Science of the Total Environment*, 346(1-3), 169-183. <https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2004.11.013>.
- Bastidas, M., Yáñez, J. C. y Galaz, P. (2007). *Aplicación de test SPLP, test ABA y evaluación de generación neta de acidez a muestras de geología de Compañía Minera del Pacífico*. CIMM T & S S. A. Área Consultoría Ambiental.
- Bifani, P. (1999). *Medio ambiente y desarrollo sostenible* (Issue 18). Iepala Editorial.
- Canadian Council of Ministers of the Environment. (2001). *Canadian sediment quality guidelines for the protection of aquatic life Summary tables*. Canadian Council of Ministers of the Environment.
- Castro Sanguinetti, G. (2011). *Efecto del mercurio en Los peces y la salud pública en el Perú*. UNMSM Fac. M. Veterinaria, (pp. 1-11).
- Çelebi, E. E., Öncel, M. S. y Kobya, M. (2018). Acid production potentials of massive sulfide minerals and lead-zinc mine tailings: A medium-term study. *Water Science and Technology*, 77(1), 260-268. <https://doi.org/10.2166/wst.2017.541>.
- Chang, R. (2011). *Fundamentos de química*. Mexico-McGraw-Hill.
- Chaparro Leal, L. T. (2015). Drenajes ácidos de mina: Formación y manejo. *Revista Esaica*, 1(1), 53. <https://doi.org/10.15649/24225126.272>.
- CNC. (2019). Mueren dos hombres asfixiados en una mina ilegal ubicada en el sur de Bolívar. <https://canalcnc.com.co/mueren-dos-hombres-asfixiados-en-una-mina-ilegal-ubicada-en-el-sur-de-bolivar/> (Consultada el 21 de enero de 2020).
- Congreso de la República de Colombia. (1993). Ley 100 de 1993, “Por la cual se crea el Sistema de Seguridad Social Integral y se dictan otras disposiciones”.
- Congreso de la República de Colombia (2001). Ley 685 de 2001, “Por la cual se expide el Código de Minas y se dictan otras disposiciones”.
- Congreso de la República de Colombia (2012). Ley 1607 de 2012, “Por la cual se expiden normas en materia tributaria y se dictan otras disposiciones”.
- Congreso de la República de Colombia (2016). Ley 1819 de 2016, “Por medio de la cual se adopta una reforma tributaria estructural, se fortalecen los mecanismos para la lucha contra la evasión y la elusión fiscal, y se dictan otras disposiciones”.
- Cromie, P., Makoundi, C., Zaw, K., Cooke, D. R., White, N. y Ryan, C. (2018). Geochemistry of Au-bearing pyrite from the Sepon Mineral District, Laos DPR, Southeast Asia: Implications for ore genesis. *Journal of Asian Earth Sciences*, 164(February), 194-218. <https://doi.org/10.1016/j.jseaes.2018.06.014>.
- Domínguez, M. y Pérez, A. (2018). *Pruebas de lixiviación como evaluación ambiental de materiales*. Publicación n.º 515. Secretaría de Comunicaciones y Transportes, 52. <https://imt.mx/archivos/Publicaciones/PublicacionTecnica/pt515.pdf>.
- EPA. (1992). *Method 1311 Toxicity characteristic leaching procedure*. <https://www.epa.gov/sites/production/files/2015-12/documents/1311.pdf>.

- Fajardo, J. A., Burbano, D. C., Burbano, E. J., Apráez, N. J. y Rosero, M. (2010). Estudio de métodos químicos de remoción de cianuro presente en residuos de cianuración provenientes del proceso de extracción de oro de veta en el departamento de Nariño. *Revista Luna Azul*, 31 (31), 8-16. <https://doi.org/1909-2474>.
- Foucher, D., Hintelmann, H., Al, T. A. y MacQuarrie, K. T. (2013). Mercury isotope fractionation in waters and sediments of the Murray Brook mine watershed (New Brunswick, Canada): Tracing mercury contamination and transformation. *Chemical Geology*, 336, 87-95. <https://doi.org/10.1016/j.chemgeo.2012.04.014>.
- Galán Huertos, E. y Romero Baena, A. (2008). Contaminación de suelos por metales pesados. *Macla*, 10, 48-60. http://www.ehu.es/sem/macla_pdf/macla10/Macla10_48.pdf.
- Gaona, X. (2004). *El mercurio como contaminante global. Desarrollo de metodologías para su determinación en suelos contaminados y estrategias para la reducción de su liberación al medio ambiente*. Universitat Autònoma de Barcelona (tesis doctoral en Química Analítica). <https://doi.org/http://hdl.handle.net/10803/3174>.
- García, C., Moreno, J. L., Hernández, M. y Polo, A. (2002). Metales pesados y sus implicaciones en la calidad del suelo. En F. Valladares (ed.), *Ciencia y medio ambiente* (pp. 125-138). Centro de Ciencias Medioambientales. <http://digital.csic.es/handle/10261/111812>.
- Gaudet, C., Lingard, S., Cureton, P., Keenleyside, K., Smith, S. y Raju, G. (1995). Canadian environmental quality guidelines for mercury. *Water, Air, & Soil Pollution*, 80(1-4), 1149-1159. <https://doi.org/10.1007/BF01189777>.
- Hernández Mora, S. (2017). O te cuida el Ejército o accedes a la extorsión. *El Tiempo*, 14 de febrero. <https://www.eltiempo.com/archivo/documento/CMS-16819904>.
- Herrera Núñez, J., Rodríguez Corrales, J., Coto Campos, J. M., Salgado Silva, V. y Borbón Alpízar, H. (2013). Evaluación de metales pesados en los sedimentos superficiales del río Pirro. *Revista Tecnología En Marcha*, 26(1), 27. <https://doi.org/10.18845/tm.v26i1.1119>.
- Hinojosa, O. (2002). Oxidación de sulfuros: Importante proceso de pretratamiento. *Revista Metalúrgica UTO* (23), 31-41. http://www.revistasbolivianas.org.bo/scielo.php?pid=S2078-55932002000100006&script=sci_arttext.
- Ideam. (2007). Resolución 62 de 2007. Ministerio de Ambiente, Vivienda y Desarrollo Territorial.
- Ingeominas, JICA y MinMinas. (2010). *Técnicas mineralógicas, químicas y metalúrgicas para la caracterización de menas auríferas*. Instituto Colombiano de Geología y Minería, República de Colombia.
- Jiménez Gómez, A. M. (2005). *Interacción del mercurio con los componentes de las aguas residuales* (monografía de pregrado en Ingeniería Química). Universidad Nacional de Colombia, sede Manizales, Facultad de Ingeniería y Arquitectura. <https://doi.org/10.1007/978-1-4614-7990-1>.
- Kabata-Pendias, A. y Pendias, H. (2001). Biogeochemistry of trace elements. En A. Kabata-Pendias y H. Pendias, *Trace elements in soils and plants* (3.ª ed.). CRC Press. <https://doi.org/10.1201/b10158-25>.
- Kehrig, H. A., Baptista, G., Di Benedetto, A. P. M., Almeida, M. G., Rezende, C. E., Siciliano, S., De Moura, J. F. y Moreira, I. (2017). Biomagnificación de mercurio en la cadena trófica del delfín moteado del Atlántico (*Stenella frontalis*), usando el isótopo estable de nitrógeno como marcador ecológico. *Revista de Biología Marina y Oceanografía*, 52(2), 233-244. <https://doi.org/10.4067/s0718-19572017000200004>.
- Lawrence, R. W. y Scheske, M. (1997). A method to calculate the neutralization potential of mining wastes. *Environmental Geology*, 32(2), 100-106. <https://doi.org/10.1007/s002540050198>.
- Lominchar, M. A., Sierra, M. J., Rodríguez, J. y Millán, R. (2010). *Estudio del comportamiento y distribución del mercurio presente en muestras de suelo recogidas en la ribera del río Valdeazogues*. Informes Técnicos Ciemat (1215). <https://www.osti.gov/etdeweb/servlets/purl/21379861>.
- MacDonald, D. D., Ingersoll, C. G. y Berger, T. A. (2000). Development and evaluation of consensus-based sediment quality guidelines for freshwater ecosystems. *Archives of Environmental Contamination and Toxicology*, 39(1), 20-31. <https://doi.org/10.1007/s002440010075>.
- Martínez López, C., Torres Ágredo, J., Mejía de Gutiérrez, R., Mellado Romero, A. M., Payá Bernabeu, J. y Monzó Balbuena, J. M. (2013). Use of leaching test to determine contaminant migration in mortars cement substituted with catalyst catalytic cracking residue (FCC). *DYNA, Rev. Fac. Nac. Minas* 80(181), 163-170.

- Méndez, P., Ramírez, G., César, A., Gutiérrez, R., Alma, D. y García, P. (2009). Plant contamination and phytotoxicity due to heavy metals from soil and water. *Tropical and Subtropical Agroecosystems*, 10(1), 19-44.
- Meza Orozco, J. J. (2010). *Evaluación financiera de proyectos*. Ecoe.
- Ministerio de Ambiente. (2005). Decreto 4741, “Por el cual se reglamenta parcialmente la prevención y manejo de los residuos o desechos peligrosos generados en el marco de la gestión integral”.
- Ministerio de Ambiente. (2013). Ley 1658 de 15 de julio de 2013, “Por medio de cual se establecen disposiciones para comercialización y el uso de mercurio en las diferentes actividades industriales del país, se fijan requisitos e incentivos para su reducción y eliminación y se dictan otras disposiciones”. https://www.minambiente.gov.co/images/AsuntosambientalesySectorialyUrbana/pdf/mercurio/LEY_1658_DEL_15_DE_JULIO_DE_2013.pdf.
- Ministerio de Ambiente. (2015). Resolución 631 de 2015. “Parámetros fisicoquímicos a monitorear y sus valores máximos permisibles en los vertimientos puntuales de aguas residuales no domésticas a cuerpos de aguas superficiales de actividades de minería”. https://www.minambiente.gov.co/images/normativa/app/resoluciones/d1-res_631_marz_2015.pdf.
- Ministerio de Ambiente. (2015). Decreto único reglamentario del sector ambiente y desarrollo sostenible.
- Ministerio de Minas y Energía (2015). Glosario técnico minero. <https://www.minminas.gov.co/documents/10180/698204/GLOSARIO+MINERO+FINAL+29-05-2015.pdf/cb7c030a-5ddd-4fa9-9ec3-6de512822e96>.
- Ministerio de Salud. (1984). Decreto 1594 de 1984. Capítulo IV de los criterios de calidad para la destinación del recurso. http://www.ideam.gov.co/documents/24024/36843/Dec_1594_1984.pdf/aacbcd5d-fed8-4273-9db7-221d291b657f.
- Nava Alonso, F., Elorza Rodríguez, E., Uribe-Salas, A. y Pérez-Garibay, R. (2007). Análisis químico de cianuro en el proceso de cianuración. Revisión de los principales métodos. *Revista de Metalurgia*, 43(1), 20-28. <https://doi.org/10.3989/revmetalm.2007.v43.i1.48>.
- Núñez Avellaneda, M., Agudelo, E. y Gil Manrique, B. D. (2014). Un análisis descriptivo de la presencia de mercurio en agua, sedimento y peces de interés socioeconómico en la Amazonia colombiana. *Revista Colombia Amazónica*, 7(12), 149-159.
- Olías, M. y Nieto, J. (2015). Background conditions and mining pollution throughout history in the río Tinto (SW Spain). *Environments*, 2(4), 295-316. <https://doi.org/10.3390/environments2030295>.
- OMS. (2013). *El mercurio y la salud*. Centro de Prensa. <http://www.who.int/mediacentre/factsheets/fs361/es/>.
- Ouyang, B., Lu, X., Li, J. y Liu, H. (2019). Microbial reductive transformation of iron-rich tailings in a column reactor and its environmental implications to arsenic reactive transport in mining tailings. *Science of the Total Environment*, 670, 1008-1018. <https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2019.03.285>.
- Pérez, J. e Higuera, Ó. (2008). Comportamiento electroquímico del cianuro. *Revista Científica Ingeniería y Desarrollo*, 24(24), 63-76.
- Programa Nacional de Riesgos Químicos. (2007). B a N - H G. *Movimiento Mundial Para El Cuidado de La Salud Libre de Mercurio*, 31. <http://www.fmed.uba.ar/depto/toxico1/mercurio.pdf>.
- Railsback, L. B. (2012). An Earth scientist’s periodic table of the elements and their ions. *Geological Society of America’s Map and Charts*, October, 2012. <https://doi.org/10.1130/2004AESPT>.
- Ramírez, A. V. (2008). Intoxicación ocupacional por mercurio. *Anales de la Facultad de Medicina*, 69(1), 46-51. <https://doi.org/10.15381/anales.v69i1.1184>.
- Semana. (2017). El Sur de Bolívar, un yacimiento de oro. *Semana*, 8 de diciembre. <https://www.semana.com/100-em-presas/articulo/el-sur-de-bolivar-un-yacimiento-de-oro/536111>.
- SGC y Ministerio de Minas y Energía. (2018). *Guía metodológica para el mejoramiento productivo del beneficio de oro sin el uso de mercurio La Llanada y Andes Sotomayor (Nariño)*.
- Servicio Jesuita a Refugiados. (2016). *Informe especial Explotación minera en el sur de Bolívar, Colombia*. JRS,

- 28 de noviembre. <http://www.sjrcolombia.org/boletin-informativo/informe-especial-explotacion-minera-en-el-sur-de-bolivar-colombia>.
- Skoog, D. A., Holler, F. J. y Nieman, T. A. (2001). Química electroanalítica. En *Principios de análisis instrumental*. Cengage Learning. <https://doi.org/10.1017/CBO9781107415324.004>.
- SNGM/MinMinería de Chile. (2019). *Relave*. Servicio Nacional de Geología y Minería de Chile. <http://www.minmineria.gob.cl/glosario-minero-r/relave/>.
- Tahhan, R., y Youssef Abu-Ateih (2009). Biodegradation of petroleum industry oily-sludge using Jordanian oil refinery contaminated soil. *International Biodeterioration & Biodegradation* 63(8), 1054-1060. <https://doi.org/10.1016/j.ibiod.2009.09.001>.
- Thermo Fischer Scientific. (2007). *Ficha de datos de seguridad*. Toxicology. https://www.fishersci.es/chemicalProductData_uk/weracs?itemCode=10636402&lang=ES.
- Thermo Fischer Scientific. (2015). X-ray energy reference. www.thermoscientific.com/portableid.
- Vía Campesina (2000). *Informe Final de la Misión Internacional Campesina a Colombia*. <http://www.derechos.org/nizkor/colombia/doc/infovc.%0Ahtml#3.7>.
- Waldichuk, M. (1980). *The effects of marine pollution Some research needs The Marine Pollution Subcommittee of the British National Committee on Oceanic Research (HA Cole, Chairman)*. The Royal Society, Pergamon.
- Yang, F., Wang, G., Cao, H., Li, R., Tang, L., Huang, Y., Zhang, H., Xue, F., Jia, W. y Guo, N. (2016). Geoscience frontiers timing of formation of the Hongdonggou Pb-Zn polymetallic ore deposit , Henan Province, China: Evidence from Rb-Sr isotopic dating of sphalerites. *Geoscience Frontiers* 8(3), 605-616. <https://doi.org/10.1016/j.gsf.2016.06.001>.
- Zhu, C., Wen, H., Zhang, Y., Yin, R., Cloquet, C. y Zhu, C. (2018). Cd isotope fractionation during sulfide mineral weathering in the Fule Zn-Pb-Cd deposit, Yunnan Province, Southwest China. *Science of the Total Environment*, (616-617), 64-72. <https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2017.10.293>

GUÍA METODOLÓGICA
PARA EL MEJORAMIENTO
PRODUCTIVO DEL BENEFICIO
DE ORO **SIN EL USO DE MERCURIO**

SUR DE BOLÍVAR



El futuro
es de todos

Minenergía

ISBN: 978-958-53131-1-8



SERVICIO
GEOLÓGICO
COLOMBIANO

