COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS - CPRM

086.38

PLANO DE LAVRA EXPERIMENTAL
GROTA CEGA

CPRM
DICTEC

Rel
3207

PROJETO BT-57

DNPM 850.444/81

DNPM 850.445/81

8E 195

Fevereiro / 86

ÍNDICE

I L U S T R A Ç Õ E S

FIGURAS

QUADROS

FOTOGRAFIAS

ANEXOS

APRESENTAÇÃO

Em cumprimento ao que determina o Código de Mineração, a COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS - CPRM, submete ao DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL - DNPM, o presente Plano de Lavra Experimental a ser implantado na Grota Cega, e arredores, num total de 1350 ha de área, na região do Médio Tapajós.

Neste local foram desenvolvidos serviços de pesquisa onde avaliou-se uma reserva aluvionar de 1.491.480 m^3 sendo 87.497 m^3 de reserva medida e 1.421.268 m^3 de reserva indicada, obtendo-se um teor médio em ouro de 0,500 g/m^3.

Atenta aos preceitos do Código de Mineração, a CPRM executará também pesquisas complementares e de detalhe, visando obter informações que permitam ampliar a reserva e possibilitem ainda, definir uma metodologia adequada a execução e avaliação global dos depósitos auríferos da região do Médio Tapajós.

1. INTRODUÇÃO

A região do Médio Tapajós desde longa data tem se mostrado altamente produtora de ouro, quer por garimpagem quer por lavra mecanizada.

Desde a década de 70, várias empresas de mineração vem atuando na região e, atualmente, cerca de duas dezenas delas vêm desenvolvendo pesquisas em associação com a Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais - CPRM, empresa ligada ao Ministério das Minas e Energia e responsável pelo maior incremento de trabalhos técnicos na região do Médio Tapajós.

A Mineração do Médio Tapajós Ltda.- MMTL, associou-se à CPRM para pesquisa de ouro através de contrato de associação para pesquisa e lavra nas áreas denominadas internamente de BT-57, correspondentes aos processos DNPMs nºs 850.444/81 e 850.445/81 (Bloco Sul) e, por sua vez, correspondentes aos Alvarás de Pesquisa nºs 2953 e 3012, respectivamente.(vide Fig. 1-Mapa de localização)

Os serviços de pesquisa realizados neste bloco detectaram, até o presente, uma área com depósitos aluvionares de interesse econômico, situada na porção Sul do Alvará 2953, abrangendo os Igarapés Lata, Régua, Cega, Oca, Peba e Castanheira e seus respectivos interflúvios. Esta área-alvo, genericamente denominada Grota Cega, foi selecionada a partir de trabalhos de campo que constaram de reconhecimento e mapeamento geológico, amostragem geoquímica, sondagem "Banka" e escavações de poços e trincheiras.

Sabedores da alta potencialidade aurífera da região do Médio Tapajós e cientes de que as pesquisas realizadas obedeceram a rígidos critérios de avaliação técnico-econômicos, a COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS, e a empresa associada, MMTL, decidiram implantar trabalhos de Lavra Experimental na área de Grota Cega, para que solicita a autorização do DNPM. O esquema ante cipado de lavra aqui proposto, resultará, entre outros, nos seguintes benefícios:

. melhor conhecimento das características dos pequenos depósitos auríferos alúvio-coluvionares do Médio Tapajós com respeito ao seu aproveitamento por métodos racionais de lavra.

. introdução na região de uma nova concepção para recuperação industrial de ouro fino em concentradores centrífugos.

. geração de uma receita que contribuirá para reduzir os custos com o programa de pesquisa em andamento na área.

. Finalmente, constribuirá ainda que modestamente,para o aumento da produção local de ouro.

2. LOCALIZAÇÃO E ACESSO

A área selecionada para a implantação da Lavra Experimental compreende um conjunto de pequenos depósitos alúvio-coluvionares, distribuídos em um raio máximo de 3 km a partir da pista Grota Cega, e contidos nos vales dos igarapés citados no item 1 (Anexo II). As operaçẽos de lavra serão iniciadas na Grota Cega, situada na margem esquerda do Igarapé da Régua, este por sua vez afluente da margem direita do Igarapé da Lata, pertencentes a bacia do Rio Tocantins (Fig. 1). As coordenadas aproximadas do centro da área são as seguintes:

Latitude: 6º 9' 45"

Longitude: 59º 26' 15"

O acesso às áreas pode ser feito, a partir de Itaituba,de carro até a Vila Aruri, utilizando-se as rodovias Transamazônica e

MAPA DE LOCALIZAÇÃO

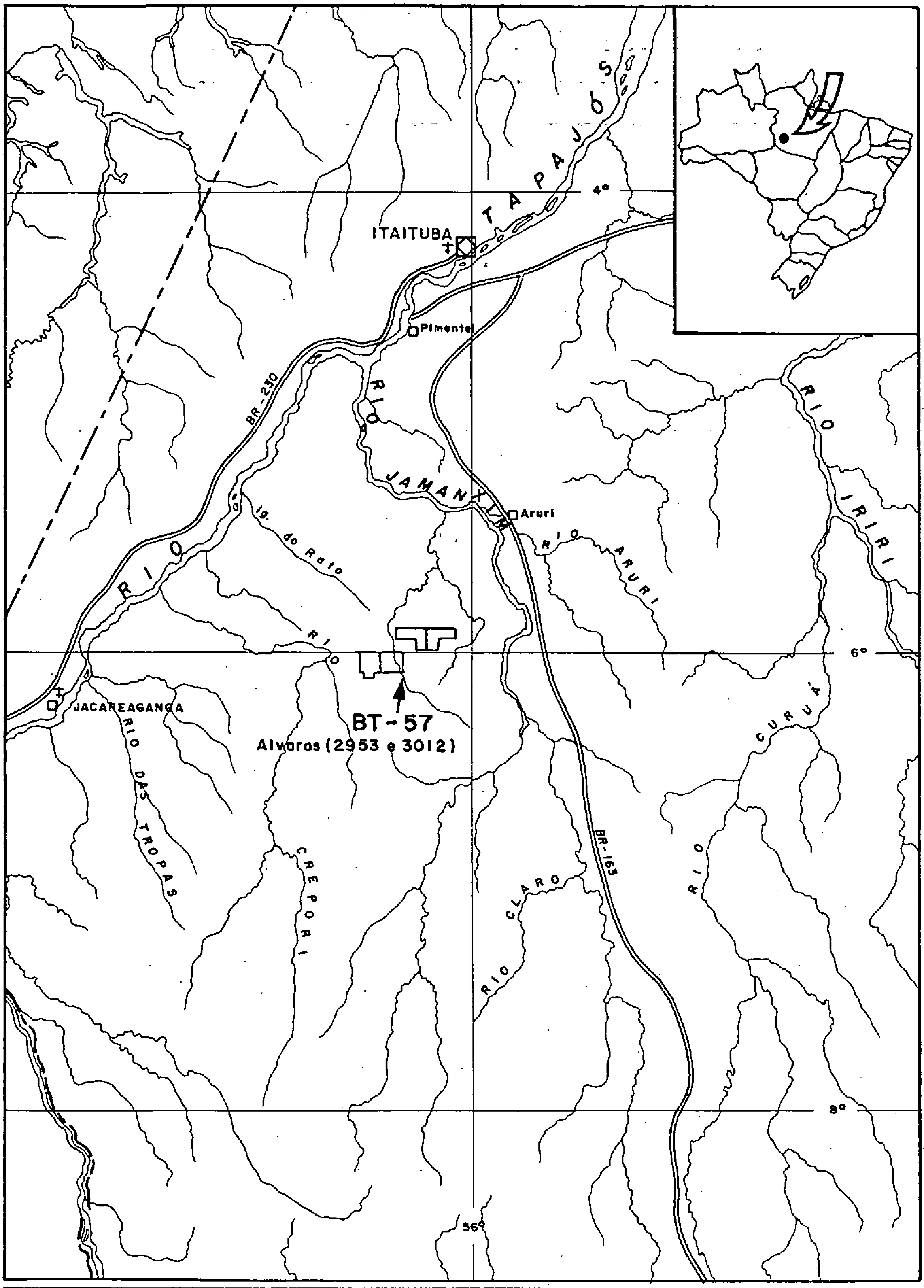


FIGURA 1	BT - 57	ESCALA 25 0 25 50 75 Km

Cuiabá-Santarém por cerca de 150 km de estrada sem pavimentação. A partir deste ponto, o acesso é feito por via aérea por cerca de 30 minutos através de aviões monomotores, até a nova pista Grota Cega, com 400 m de extensão, implantada pela CPRM e MMTL, com o objetivo de viabilizar o projeto de Lavra Experimental.(fotos 7 e 8). Como opção, pode-se voar desde Itaituba até Grota Cega com tempo de vôo de aproximadamente 60 minutos.

No interior das áreas todo deslocamento é feito à pé através de picadas de bom trânsito.

Além da nova pista, o Bloco BT-57 é servido pelas pistas São Sebastião e Tocantins que dão acesso às partes sudoeste e leste das áreas, respectivamente.

3. ASPECTOS FISIOGRÁFICOS

3.1 - Clima

O clima da região é do tipo quente e úmido com duas estações climáticas bem definidas: o chamado "inverno amazônico", que corresponde ao período de chuvas e que se estende, de maneira geral, de janeiro à abril e um período mais seco, porém, com chuvas esporádicas, abrangendo de maio a dezembro.

A temperatura anual varia entre 30º e 35º C e as precipitações pluviométricas chegam a atingir 2.500 mm/ano.

3.2 - Vegetação

A vegetação ocorrente é típica da região amazônica, ou seja, extremamente arborescente onde se destacam duas classes de vegetação: a mata de Terra Firme e a Mata da Várzea, correspondendo a primeira aos terrenos coluvionares, alto de morros e serras e a segunda aos terrenos baixos e periodicamente alagáveis na época do "inverno".

3.3 - Hidrografia

Os principais cursos d'água existentes na área são os igarapés Pantera, Lata, Reto, Base, Régua (formadores do Igarapé Arapari) e Arroz. Todos estes pertencentes à bacia do rio Tocantins.

Embora o padrão dendrítico seja o dominante,marcado pelas drenagens secundárias, observa-se também o padrão retangular, entalhado pelas fraturas e falhas geralmente no seio de rochas graníticas.

3.4 - Geomorfologia

Nas áreas objeto do presente texto, predominam 3 (três) formas de relevo denominados de Planície, Peneplanície e Maciço Montanhoso.

A Planície representa faixas contínuas aluvionares margeando as drenagens, destacando-se as planícies de inundação do Rio Tocantins, Igarapés Periquito, Lata, Pantera e Arroz.

A Peneplanície mostra-se bastante denudada e forma um relevo intermediário na região.

O maciço Montanhoso corresponde às maiores altitudes topográficas formando serras e morros isolados.

4. GEOLOGIA DA ÁREA

A partir do Mapeamento Geológico realizado, foram individualizadas as unidades litoestratigráficas, conforme pode ser visto no Quadro 1 e anexo I.

QUADRO 1 - COLUNA ESTRATIGRÁFICA

IDADE	UNDIADE	LITOLOGIAS
Quaternário	Depósito Aluvionar	Depósitos Fluviais, Areno-silto-argiloso com cascalho, inconsolidado.
Proterozóico Médio	Suite Instrusiva Maloquinha	Granitos, Adamelitos e Grandioritos, Intrusivos, Pós-Cinemáticos.
	Grupo Iriri	Riolitos, Riodacitos, Dacitos e Tufos
Arqueozóico	Suite Metamórfica Cuiú-Cuiú	Gnaisses, Granodioritos com encraves de Rochas Metabásicas

A Suite Metamórfica Cuiú-Cuiú possui ampla representatividade, perfazendo cerca de 25% do total da área trabalhada. Faz contacto discordante e por falha com a Suite Intrusiva Maloquinha estando ainda recoberta pelos sedimentos recentes.

O Grupo Iriri está representado no flanco sudeste, acompanhando parte do Rio Tocantins no domínio das duas margens. Está em contato discordante e falhado, bem definido, com os litotipos da Suite Intrusiva Maloquinha.

A Suite Intrusiva Maloquinha ocupa cerca de 60% da área trabalhada e ocorre em duas faixas distintas do terreno. A maior, prolonga-se para os setores norte e leste, estreitando-se para sudeste; a menor, está confinada ao setor oeste e apresenta forma alongada fazendo parte de um batólito que se estende para além dos Alvarás de Pesquisa.

As duas faixas fazem contato discordante e falhado com os metamorfitos da Suite Metamórfica Cuiú-Cuiú e somente a faixa maior exibe idênticos contatos com os vulcanitos do Grupo Iriri.

Os depósitos aluvionares são constituídos por sedimentos recentes e preenchem os "flats" das principais drenagens. Recobrem as unidades mais antigas, formando faixas contínuas e mapeáveis na escala do trabalho executado. Sua constituição está ligada a área fonte circundante, que fornece detritos oriundos do intemperismo das unidades mais antigas o que determina variações na granulometria, cor e seleção de grãos.

Ainda em conformidade com os trabalhos anteriormente realizados, as atuais acumulações auríferas estão contidas nos "placeres" resultantes de intensa degradação a que estiverem submetidas as rochas mais antigas da área.

A mais provável origem do ouro estaria ligada às intrusões de corpos graníticos de idade Proterozóica (Suite Intrusiva Maloquinha) que ao atravessarem antigos núcleos (Suite Metamórfica Cuiú-Cuiú) teriam remobilizado o metal, então a nível de p.p.b, reconcentrando-o nas aluviões em condições econômicas favoráveis a sua exploração.

Esta idéia estaria em consonância com os estudos desenvolvidos por MAC GREGOR (1951) na Rodésia, onde cinturões auríferos distribuem-se em 3 (três) ambientes, nos quais participa uma sucessão de rochas vulcânicas básicas metamorfizadas e intrudida por 3 gerações de granitos sendo que destes, as mais tardias,com maior índice de caráter básico, são onde aparecem os principais jazimentos de ouro. Portanto, a partir destas condições obtidas na fase final de consolidação dos granitóides, atingindo o estágio hidrotermal, dá-se o surgimento de veios de quartzo auríferos, formando os jazimentos, preenchendo fissuras com posterior resfriamento.

5. AVALIAÇÃO DAS RESERVAS ALUVIONARES

O bloco de pesquisa BT-57, parte Sul, foi pesquisado pela CPRM em associação com a MMTL de maio a dezembro de 1985, tendo sido selecionado até o presente, a área alvo Grota Cega, constituída pelos Igarapés Lata, Régua, Cega, Oca, Peba e Castanheira.(Vide mapa de situação Anexo II).

A área alvo selecionada compreende cerca de 1350 ha, onde os serviços de pesquisa empreendidos comprovaram uma reserva aluvionar de 1.491.480 m^3, sendo 87.497 m^3 a nível de reserva medida e 1.403.983 m^3 de reserva indicada, como possibilidade de ampliar o volume aluvionar e o teor em função dos trabalhos de pesquisa de detalhe em andamento.

5.1 - Metodologia

A estratégia adotada no Projeto BT-57 para avaliação dos depósitos aluvionares de ouro, usou o critério de aproximação sucessivas, tanto no aspecto de densidade de amostragem, quanto ao volume e tratamento das amostras coletadas, cujos procedimentos de rotina são descritos a seguir:

a) Fotointerpretação e reconhecimento: Após a delimitação das faixas aluvionares por fotointerpretação geológica, sobre fotografias aéreas na escla 1.100.000, seguiu-se ao reconhecimento de campo. Nesta fase, com o uso da barra-mina percurssiva foram executados furos exploratórios para teste da espessura e da presença de cascalho nas aluviões. As informações obtidas permitiram a seleção de alvos para prospecção, seja por poços, seja por sonda "Banka".

b) Prospecção por Poços Exploratórios. Nos igarapés selecionados, foi executada uma campanha preliminar de poços exploratórios, em linhas afastadas de 800 m ou

400 m. Em cada linha foram escavados um mínimo de 3 poços de 1,20 m x 0,80 m, até o "bedrock". Das camadas de areia e cascalho atravessadas foram coletadas amostras representativas de 60 litros, concentradas em bateia, sendo o teor de ouro avaliado pelo método comparativo de contagem e avaliação de tamanho das pintas. Todos os igarapés com poços com teores estimados acima de 100 mg/Au/m³ foram considerados de interesse para trabalhos de detalhamento.

Nos igarapés indicados como alvo para detalhamento, foram escavados poços com as mesmas características porém em malha de até 200 m x 20 m.

Nesta etapa, além da avaliação de teor por contagem de pintas, todas as amostras foram submetidas a amalgamação. Os igarapés com teor médio na secção cascalho/areia superior a 200 mg/Au/m² julgados de interesse para desenvolvimento de trabalhos de pesquisa com amostragem de grande volume.

c) Amostragem de grandes volumes ("bulk sampling"). A etapa mais avançada de exploração, da qual resulta a definição de reservas medidas, procurou aferir com a melhor aproximação, os teores reais de ouro recuperável nos aluviões através de amostras de grande volume, cuidadosamente tratadas em concentradores mecânicos.

Com este objetivo, foram abertas trincheiras de 3,00 m x 1,00 m em uma malha de 200 m x 20 m. As camadas de argila, areia e cascalho escavadas eram mantidas em pilhas individualizadas, além do material da "Lagrese" (" bedrock") também escavado até os primeiros 30 a 40 cm. As frações argila, areia, cascalho e "bedrock", em volumes variando entre 0.8 até 3 metros cúbicos, foram deslamadas e pré-concentradas no equipamento "OUROMATIC". (Foto 5). Os pré-concentrados obtidos foram bateados, com repasse, amalgamando-se o ouro na própria bateia.

A experiência de Projeto BT-57 demonstrou que os teores de "bulk sample" avaliados pelo procedimento acima, lograram aumentar os teores estimados através de poços com amostragem de 60 litros, por um fator de 2 a 2,5 vezes tendo-se registrado casos de diferenças até 5 vezes.

d) Prospecção por Sondagem "Banka" - Sonadagem Banka convencional de 4" foi aplicada nos trabalhos de prospecção do Projeto BT-57 nos casos de aluviões com espessura superior a 3 metros.
No baixo curso do igarapé Lata, nos igarapés Aruri e Pantera e no Rio Tocantins toda a exploração foi conduzida com sondagem "Banka".
Por fugir dos objetivos imediatos deste relatório, os trabalhos de pesquisa referidos neste item serão abordados em outro relatório específico.

5.2 - Trabalhos Executados e Resultados Obtidos

Inicialmente foram delimitadas as faixas aluvionares existentes ao longo dos principais Igarapés, a partir da análise de fotos aéreas em escala 1:100.000, produzidas pelo projeto 07/FAB/PDC/80 e imagens de radar do Projeto RADAMBRASIL em escala 1:100.000 e 1:250.000, com posterior cheque de campo.

A partir do cheque de campo quando foram medidas as espessuras dos aluviões através do uso de barra-mira, o alvo "Cega" foi selecionado para, de imediato, ser investigado através de poços de pesquisa para comprovação ou não da existência do metal.

Foram então escavados 35 poços prospectivos ao longo destas drenagens, onde em função dos resultados animadores programou se o detalhamento a fim de poder-se avaliar as reservas. (Fotos 1,2 e 3 Anexo V).

Os serviços de detalhamento consistiram na escavação de trincheiras de 3,00 x 1,00 m e poços de 1,20 x 0,80 conforme descrito abaixo:

- Igarapé Lata: Foram executados 3 linhas de poços numa malha de 600 x 20 m onde foi avaliado uma reserva indicada de 1.093.648 m^3.
- Igarapé Peba: Foram executadas 2 linhas de poços onde avaliou-se uma reserva indicada de 47.120 m^3.
- Igarapé Oca: Foram executadas 2 linhas de poços numa malha de 700 x 20 onde foi avaliado uma reserva indicada de 99.375 m^3.
- Igarapé Castanheira: Foram executadas 4 linhas de poços onde foram avaliados 163.600 m^3 de reserva indicada.
- Igarapé Cega: Foram executadas 11 linhas de trincheiras e 1 linhade poços numa malha de 200 x 20 m onde foram medidos 51.767 m^3 de aluvião mineralizados sendo 26.505 m^3 de areia e cascalho (minério) e 25.262 m^3 de argila (estéril) com um teor médio na coluna de 0,500g/m^3 e no minério de 0,975 g/m^3, (Quadro II, mapa de detalhe anexo III e perfil correlativo anexo IV).
- Igarapé Régua: Foram executados 6 linhas de trincheiras numa malha de 200 x 20 m onde foram medidas 35.730m^3 de aluvião sendo 18.445 m^3 de areia e cascalho e 17.285 m^3 de argila com um teor médio de 0,379 g/m^3 (Quadro III).

QUADRO II

BLOCO	ÁREA (m^2)	MINÉRIO (areia + cascalho) ESPESSURA (m)	TEOR (g/m^3)	VOLUME (m^3)	Q (g)	ESTÉRIL (Capeamento) ESPESSURA (m)	VOLUME (m^3)	TOTAL (Min. + Est.) ESPESSURA (m)	VOLUME (m^3)
20 N	1769	0,53	0,544	937,57	510,04	0,69	1220,61	1,22	2158,18
30	2867	0,42	0,582	1204,14	700,81	0,63	1806,21	1,05	3010,35
100	3848	0,65	0,781	2501,20	1953,44	0,32	1231,36	0,97	3732,56
240	8025	0,61	1,193	4895,25	5840,03	0,41	3290,25	1,02	8185,50
430*	9290	0,54	0,892	5016,00	4474,81	0,43	3994,70	0,97	9011,30
660	5811	0,40	1,596	2324	3709,10	0,67	3894	1,07	6218
710	4819	0,31	2,3717	1493,89	3543,06	0,67	3228,79	0,98	4722,68
850	11204	0,49	0,565	5489,96	3101,83	0,41	4593,64	0,90	10083,60
1040	3147	0,41	1,206	1290,27	1556,07	0,46	1447,62	0,87	2737,89
G.GOIANO	1093	0,45	0,316	491,96	155,46	-	-	0,45	491,96
G.ÓCULOS	1792	0,48	0,332	859,92	285,49	0,31	555,37	0,79	1415,29
G.MACACO	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Σ	53665	-	-	26504,76	25.830,14		25.262,55	-	51767,31

QUADRO III

BLOCO	ÀREA (m^2)	MINÉRIO (areia + cascalho)				ESTÉRIL (capeamento)		TOTAL (MIN. + EST.)	
		ESPESSURA (m)	TEOR (g/m^3)	VOLUME (m^3)	Q (g)	ESPESSURA (m)	VOLUME (m^3)	ESPESSURA (m)	VOLUME (m^3)
150	-	-	-	-	-	-	-	-	-
350	-	-	-	-	-	-	-	-	-
550	9.800	0,675	0,275	6.615	1.819	0,5	4.900	1,175	11.515
840	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1050	9.000	0,35	0,329	3.150	1.036	0,825	7.425	1,175	10.575
1290	12.400	0,70	0,476	8.680	4.132	0,40	4.960	1,10	13.640
	31.200	-	-	18.445	6.187	-	17.285	-	35.730

1.3174

QUADRO RESUMO DE RESERVAS

IGARAPÉ	RESERVA INDICADA (m^3)	RESERVA MEDIDA (m^3)
LATA	1.093.648	-
PEBA	47.120	-
OCA	99.375	-
CASTANHEIRA	163.840	-
CEGA	-	51.767
RÉGUA	-	35.730
SUBTOTAL	1.403.983	87.497

5.3 - Características dos Depósitos

Do topo para a base, os perfis dos poços e trincheiras, exibem de maneira geral (Foto 4):

- argila plástica esbraqui~~n~~çada;
- areia fina à média;
- cascalho com matriz argilo-arenosa, variando os seixos de quartzo entre angulosos e subangulosos.

Em função da paleo-topografia, a espessura destes aluviões varia de 0,50 a 2,50 m.

O ouro ocorre em granulaçãos fina (± 100 mesh) em quase sua totalidade estando presente tanto no nível de cascalho quanto no horizonte arenoso.

A espessura do cascalho varia entre 0,20 m e 0,95 m, ocorrendo em apenas um nível, não tendo sido observado mais de um nível em nenhuma das escavações efetuadas.

Os níveis argilosos são constituídos por uma argila plástica, por vezes arenosa, de cor amarelo-avermelhada variando até cinza-esbranquiçada e sua espessura situada entre 0,30 m e 0,80 m.

Os horizontes arenosos contendo o metal consistem de areia fina à média, por vezes algo argilosa, de cor cinza-clara, cuja espessura varia de 0,20 m a 0,70 m.

O "bedrock" é constituído de rocha bastante alterada, composição granítica sendo que menos frequentemente são observados seixos de anfibolito alterado que são, provavelmente, restitos dos encraves básicos bastante comuns na Suite Metamórfica Cuiú-Cuiú.

6. LAVRA EXPERIMENTAL

6.1 - Introdução

A posição de hegemonia adquirida pela Província Aurífera do Médio Tapajós no cenário brasileiro de produção de ouro tem-se fundamentado no aproveitamento por garimpagem de pequenos e médios depósitos aluvionares na faixa de algumas dezenas ou centenas de milhares de metros cúbicos raramente ultrapassando 1 milhão de metros cúbicos em volume.

Esta característica fundamental da Província Aurífera do Médio Tapajós tem sido mal compreendida em muitos empreendimentos mineiros preocupados apenas em grandes depósitos aluvionares.

É nossa convicção que os pequenos depósitos aluvionares podem ser objeto de uma lavra racional, oferecendo os benefícios de se trabalhar teores elevados, com investimentos relativamente baixos, operando-se com uma tecnologia e um grau de eficiência comparável e até superior ao observado nas plantas de grande porte.

Fundamentado nesta premissa, a CPRM, em associação com a

Mineração do Médio Tapajós Ltda - MMTL, vem submeter ao DNPM o presente Plano de Lavra Experimental, dimensionado para promover a lavra racional de pequenos depósitos aluvionares, com flexibilidade suficiente para operação nas condições mais difíceis de infraestrutura e logística. Ao mesmo tempo, o projeto introduz no cenário da lavra aluvionar de ouro no Tapajós, uma das mais modernas tecnologias para concentração gravimétrica de ouro, particularmente de ouro fino e superfino (Anexo VI).

Adicionalmente, o presente plano de lavra experimental contribuirá para gerar recursos que irão amenizar os pesados investimentos da empresa associada na pesquisa do Bloco BT-57, gerará por consequência "royalties" para a CPRM e contribuirá, ainda que modestamente, para o esforço nacional de aumento da produção nacional de ouro.

6.2 - Descrição do Projeto de Lavra Experimental

6.2.1 - Lavra

O método de lavra utilizado será o desmonte hidraúlico convencional, perfeitamente adequado à lavra de aluviões friáveis de pequena espessura e a escala planejada para a operação.

Na frente de lavra serão utilizados 3 conjuntos de motobombas constituídas por um motor Agrale M-790 de 27 HP acoplado a uma bomba King AP de 5" x 4" com capacidade de 60.000 l/h a 60 m.c.a. Cada motobomba alimentará 2 monitores com saída de 3/4" com possibilidade de abertura para 1" de acordo com as necessidades da operação. O material sólido desagregado formará uma polpa que fluirá para os poços de bombeamento, convenientemente distribuídos no piso do "pit".

O bombeamento da polpa desde o fundo do "pit" até a planta de concentração será efetuada por dois conjuntos de motobombas de cascalho constantes cada um de motor Agrale M-790 de 27 HP acoplado a bomba de cascalho Hidrojet de 5" x 5". O sistema de bombeamento de cascalho tem uma capacidade total de bombeamento de 200 m^3/hora de uma polpa com até 15% de sólidos. Na prática deverá operar com uma densidade média de polpa de 10 a 12%.

A operação de lavra será precedida do desmatamento e limpeza da área a ser minerada bem como da construção de barragens, canais de desvio do rio e demais procedimentos necessários ao total aproveitamento dos aluviões auríferos definidos na pesquisa. (Foto 6). A lavra trabalhará continuamente em 3 turnos diários de 8 horas cada. Para efeitos práticos, tomou-se uma média de 24 dias de 22 horas de trabalho efetivo no mês. A uma densidade mínima de polpa de 10% o sistema atinge uma produção nominal de 10.560 m^3/mês.

6.2.2 - Beneficiamento (Concentração)

A planta de beneficiamento ou concentração foi projetada para tratar 200 m^3/hora de polpa com densidade média de 10% de sólidos. É composta pelas seguintes unidades (Anexo VI):

Unidade de Concentração:

a) Uma peneira vibratória de dois "decks" com telas de 1/2" e 1/4", acionada por dois motores de 1,5 HP cada, acoplada a um desaguador de 200 m^3/hora. Este conjunto montado em estrutura metálica tem por função a classificação dos sólidos em granulometria inferior a 1/4" e o espessamento da polpa de uma densidade de aproximadamente 10% para cerca de 25 a 30%. O "overflow" da peneira e do desaguador são descartados e a polpa adensada é encaminhada ao circuito de concentração.

b) Circuito de concentração. O circuito de concentração é composto por três concentradores centrífugos Knelson KC-20, cada com capacidade de tratamento de 12t/h ou aproximadamente 5 a 6 m^3/h de sóli dos por unidade. A capacidade nominal do conjunto se situa entre 15 a 18 m^3/hora, suficiente para tratar o "underflow" da unidade de peneiramento e deságue calculado em 16 m^3/hora de sólidos, em média, admitindo-se um corte de 20% dos sólidos no peneiramento. O circuito de concentração é ainda complementado por 3 bomba centrífugas com vazão de 7.000 l/h a 40/45 m.c.a., que alimentarão a água de contrapressão dos concentradores centrífugos. Os concentrados obtidos nos concentradores KC-20, cerca de 120 kg por turno de operação, serão recolhidos em recipientes especiais para transporte até a unidade de recuperação de ouro.

Unidade de Recuperação de Ouro:

Nesta unidade, que funcionará em local de segurança controlada, se procederá a concentração e apuração final do ouro.

Os concentrados oriundos dos concentradores KC-20 serão submetidos a reconcentração em concentradores centrífugos KC-06 (06") com o objetivo de aumentar o teor relativo de ouro no concentrado. O concentrado enriquecido será amalgamado em Tambor - Amalgamador Rotativo. Após a separação do amálgama se procederá a destilação do mercúrio em retorta de circuito fechado, garantindo-se a recuperação do mercúrio e a não poluição do ambiente.

Unidade de Energia Elétrica:

Todos os equipamentos da unidade de concentração são acionados por motores elétricos. A energia elétrica é suprida através de dois grupos geradores de 15 KWA, que alimentam as necessidades da planta de concentração, inclusive a iluminação da planta e da frente de lavra nas operações noturnas. A unidade de recuperação de ouro, oficina mecânica e acampamento são supridos por um grupo gerador independente de 6 KWA.

Oficina de Manutenção:

O projeto contará com oficina de manutenção aparelhada com solda elétrica, solda oxiacetilênica, além de ferramentas diversas.

Infraestrutura/Acampamento

O projeto contará com acampamento permanente, ora em fase de construção, para abrigar até 70 pessoas, contando com dormitórios, refeitórios, cozinha, água corrente, instalações sanitárias etc. O acampamento está sendo implantado ao lado da pista Grota Cega, construída para dar apoio ao projeto.

6.3 - Equipamentos

Unidade de Desmonte Hidráulico

a) Três motobombas de alta pressão de 5" x 4"

b) Três mangotes de sucção com válvula de retenção

c) Três mangueiras flexíveis de alta pressão de 4" para adução, com bifurcação para duas mangueiras flexíveis de alta pressão de 3".

d) Seis monitores hidráulicos de 3/4"

e) Duas motobombas de cascalho de 5" com razão de polpa máxima de 285 m^3/hora com vazão de trabalho de 200 m^3/hora.

f) Dois mangotes de sucção com 5".

g) Dois mangotes rígidos de 5" para adução, tipo Kannaflex.

Unidade de Concentração

a) Três concentradores Knelson de KC-20, com capacidade de 12 t/h.

b) Dois grupos geradores de 15 KWA

c) Três conjuntos motobombas com motor elétrico e bomba centrífuga de rotor fechado com vazão de 7.000 l/h e 40/45 m.c.a.

d) Três mangotes de sucção com válvula de retenção.

e) Uma mangueira flexível de alta pressão para adução de 1 1/2".

f) Uma peneira vibratória de dois"decks" com aberturas de 1/2" e 1/4" para corte de 20% no volume de sólidos com capacidade para 20 m^3/h, de sólidos.

g) Um desaguador com capacidade de 200.000 l/h.

Unidade de Recuperação de Ouro

a) Um concentrador Knelson KC-6

b) Um amalgamador 10 kitros

c) Um destilador para 1,00 kg de amálgama

d) Um gerador de 6 KWA

e) Uma motobomba com motor elétrico e bomba centrífuga de rotor fechado com vazão de 4.000 l/h e 40/45 m.c.a.

f) Um mangote de sucção com válvula de retenção.

g) Uma mangueira flexível de alta pressão para adução

h) Um cofre

Oficina de Manutenção

a) Um gerador de corrente contínua para solda elétrica

b) Um equipamento de solda oxiacetileno

c) Ferramentas diversas

6.4 - Pessoal

Para operação da mina e da planta de concentração em 3 turnos diá rios de 8 horas, é o seguinte o quadro de pessoal permanente ne cessário:

- 01 Engenheiro de Minas - responsável local pelo empreendimento técnico e financeiro
- 03 Técnicos de Nível Médio
- 02 Mecânicos com conhecimento de instalação elétrica
- 03 Ajudantes de Mecânica com conhecimento de solda
- 20 Operadores de monitores hidráulicos
- 06 Operadores Knelson
- 04 Operadores de bomba de cascalho
- 10 Braçais para desmonte e transporte de gêneros e combustíveis
- 03 Cozinheiros
- 04 Ajudantes de Cozinheiro
- 01 Chefe de Base

7. <u>ECONOMICIDADE DO EMPREENDIMENTO</u>

O objetivo básico da Lavra Experimental é testar a viabilidade de aplicação de uma determinada tecnologia da lavra e beneficiamento a um depósito mineral e paralelamente auferir os parâmetros técnicos-econômicos da operação. A experiência adquirida na lavra experimental na verdade fundamentará toda a concepção do projeto definitivo, especialmente a análise econômica do futuro empreendimento. Não cabe portanto, no caso de lavra experimental uma análise econômica mais acurada uma vez que os pressupostos adotados são de carácter provisórios dependendo a sua confirmação do desempenho da operação.

No caso do plano em pauta, proceder-se-á a uma análise do custo operacional do empreendimento na tentativa de estabelecer um custo mínimo e por consequência um teor mínimo economicamente lavrável.

7.1 - Custo Operacional

Considerando-se os custos mensais para operação da planta com todo o suprimento por via aérea a partir de Itaituba (pessoal) e da pista Aruri (combustível e alimentos), foram calculados os seguintes custos mensais.

	CZ$
I - Custos Diretos	
a) Combustível, lubrificantes e Peças de Reposição (Posto Mina)........................	115.000,00
b) Mão de Obra (Incluindo Encargos)......................	172.000,00
c) Alimentação................	51.000,00
d) Transporte Aéreo Pessoal e gêneros....................	78.000,00
	416.000,00
Eventuais 10%..............	41.600,00
Subtotal...................	457.600,00
II - Custos Indiretos	
a) Administração/"Royalty"/Impostos	90.000,00
Total	548.000,00

Os custos operacionais da unidade de lavra experimental, acrescidos dos custos indiretos estão orçados em CZ$ 548.000,00 por mês.

7.2 - Custos Unitários x Teor Econômico

Tomando-se os custos mensais globais para operação da planta experimental discriminados em 7.1, consideraram-se duas hipóteses de trabalho:

a) Para uma produção de 8.000 m^3/mês, 20% abaixo da capacidade nominal.

b) Para uma produção de 10.000 m^3/mês, 100% da capacidade nominal.

Considerando-se ainda um preço de venda médio de CZ$ 190,000/g Au, cotação média na Bolsa Brasileira de Futuros durante o mês de março/86, e admitindo-se uma quebra de 15% de impurezas, do que resulta um preço líquido de CZ$ 161,50/g do "bullion", teremos a seguinte relação de custos unitário/teor mínimo econômico.

a.1) Para 8.000 m^3/mês
custo unitário p/m^3 lavrado:
CZ$ 68,50
Teor mínimo econômico: 0,42 g/Au/m^3.

a.2) Para 10.000 m^3/mês
custo unitário p/m^3 lavrado: CZ$ 54,80
Teor mínimo econômico 0.34 g/Au/m^3

Os números acima indicam que para uma operação de lavra econômica, em condições semelhantes as prevalescentes na Grota Cega, teores mínimos da ordem 0,4 g/Au/m^3 devem ser lavrados.

No caso do plano em pauta, a pesquisa indica para a Grota Cega teores médios da ordem de 0,5 g/Au/m^3, incluindo minério e estéril e da ordem de 0,975 g/Au/m^3 considerando apenas a secção de areia e cascalho (minério). Em três catas trabalhadas com"sluice", lavando-se em cada 100 m^3, recuperou-se teores médios de 1,22; 1,24 e 1,47 g/Au/m^3, todas em áreas onde os teores indicados pela pesquisa são da ordem de 0,6 a 1,0 g /Au/m^3. Em função destes resultados, admite-se como razoável para a Grota Cega, um teor mé dio recuperável da ordem de 1g/Au/m³.

7.3 - Estimativas de Economicidade

Para uma melhor apreciação do grau de atratividade econômica do empreendimento, montou-se o fluxo de caixa para um projeto com 24 meses de vida útil, a partir das seguintes premissas:

a) Capacidade Nominal: 10.000 m^3/mês

b) Reserva Industrial: 240.000 m^3 Teor Médio Recuperável: 1g/Au/m^3

c) Custo Operacional: CZ$ 54,80/m^3

d) Preço do Ouro : CZ$ 190,00/g ou CZ$ 161,50/g do "bullion" admitindo-se uma quebra de 15%

e) Receita Operacional Mensal: 10.000 g/Au/ x CZ$ 161,50= CZ$ 1.615.000,00

f) Depreciação/Amortização em 5 anos
Anual CZ$ 550.000,00
Mensal CZ$ 45.833,33

g) Cota de Exaustão (20% receita operacional)

h) I.U.M. 1% Receita Operacional

i) "Royalties" (embutidos nos custos operacionais)

j) Investimentos Fixos: CZ$ 2.754.000,00

l) Capital de Giro: equivalente a 3 meses dos custos operacionais: CZ$ 1.644.000,00

m) Taxa de juros = 1,5% /mês

O Quadro IV apresenta o fluxo de caixa simplificado relativo a dois anos de operação do plano Grota Cega. Aplicando-se uma taxa de desconto de 1,5% ao mês, obtem-se uma Taxa Interna de Retorno

QUADRO IV

LAVRA EXPERIMENTAL GROTA CEGA

FLUXO DE CAIXA SIMPLIFICADO

CZ$ 1000

	- 1	1 a 23	24
1. RECEITA OPERACIONAL (R.O.)		1.615	1.615
2. DEPRECIAÇÃO		45,83	45,83
3. COTA DE EXAUSTÃO		323	323
4. I.U.M.		16,15	16,15
5. CUSTOS OPERACIONAIS		548	548
6. RECEITA TRIBUTÁVEL		682,02	682,02
7. I.R.		204,61	204,61
8. INVESTIMENTOS FIXOS	- 2.750		
9. CAPITAL DE GIRO	- 1.644		1.644
10. VALOR RESIDUAL			1.650
11. RESULTADO	- 4.394	846,24	4.140,3

i = 1,5% /mês

VLP CZ$ 14.858.870,00

TIR 19,19% /mês

Tempo de Retorno: 3,25 meses

(TIR) equivalente a 19,19% ao mês, considerada extremamente atraente nas atuais condições do mercado. O tempo de Retorno do Capital investido fixou-se em 3,25 meses e o Valor Presente Líquido do depósito, mantidas as premissas acima, situa-se em Cz$ 14.858.870,00.

8. CRONOGRAMA DE EXECUÇÃO

A fase pré-operacional da Lavra Experimental, por constituir parte integrante do Plano de Pesquisa, se confunde com as próprias atividades de pesquisa do projeto. No entanto, considera-se como fase pré-operacional do Plano de Lavra Experimental da Grota Cega, um período de 3 meses sendo fevereiro o mês inicial de implantação do projeto. No cronograma de barras (fig. 2),as atividades previstas para fevereiro e março já foram integralmente cumpridas.

Para efeito de análise econômica, como visto no item 7 e seguintes, consideram-se os investimentos como feitos no último mês da fase pré-operacional. Na prática, cerca de 70% dos desembolsos do capital fixo ocorreram de fato no mês -1, do que resulta um ônus desprezível a diluição dos 30% restantes ao longo da duração do Plano de Lavra Experimental, pois não afeta substancialmente a Taxa Interna de Retorno que se situa no patamar de cerca de 19%, como indicado no item 7 e seguintes.

9. CONCLUSÃO

O Plano de Lavra Experimental Grota Cega representará o aporte de uma nova tecnologia para concentração de ouro fino no Distrito do Médio Tapajós, ao tempo em que contribuirá para o aproveitamento racional das pequenas jazidas aluvionares antes só trabalhadas pelos métodos rudimentares dos garimpos. Do ponto de vista técnico, é portanto desejável a implantação do projeto, na forma proposta (fig. 3). Do ponto de vista econômico-financeiro, a análise econômica procedida, ainda que de uma forma sumária, indica condições bastantes atrativas, justificando plenamente os investimentos necessários ao empreendimento.

CRONOGRAMA DE IMPLEMENTAÇÃO

LAVRA EXPERIMENTAL – ALVO GROTA CEGA

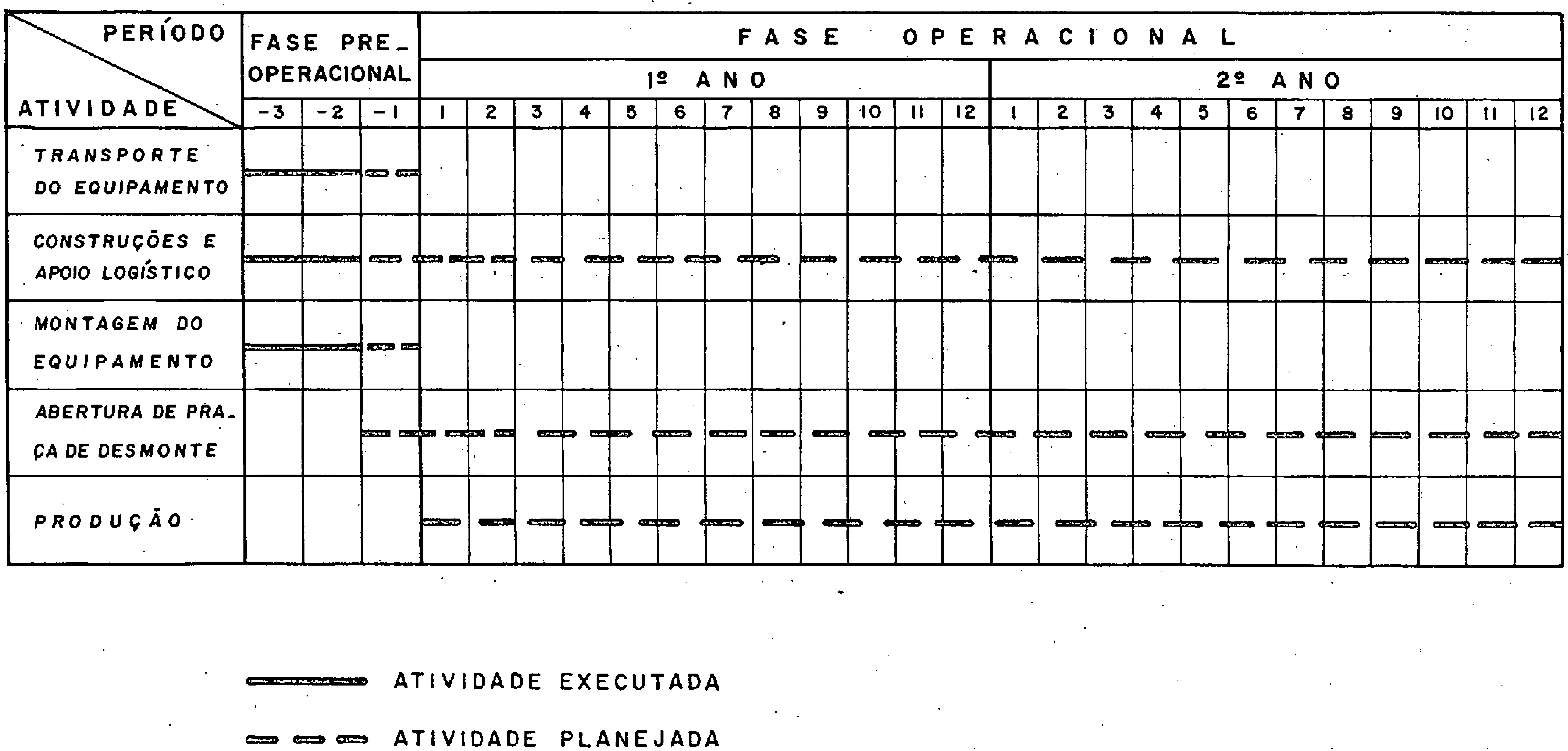


Figura 2

FLUXOGRAMA ESQUEMÁTICO
DA LAVRA E DA PLANTA

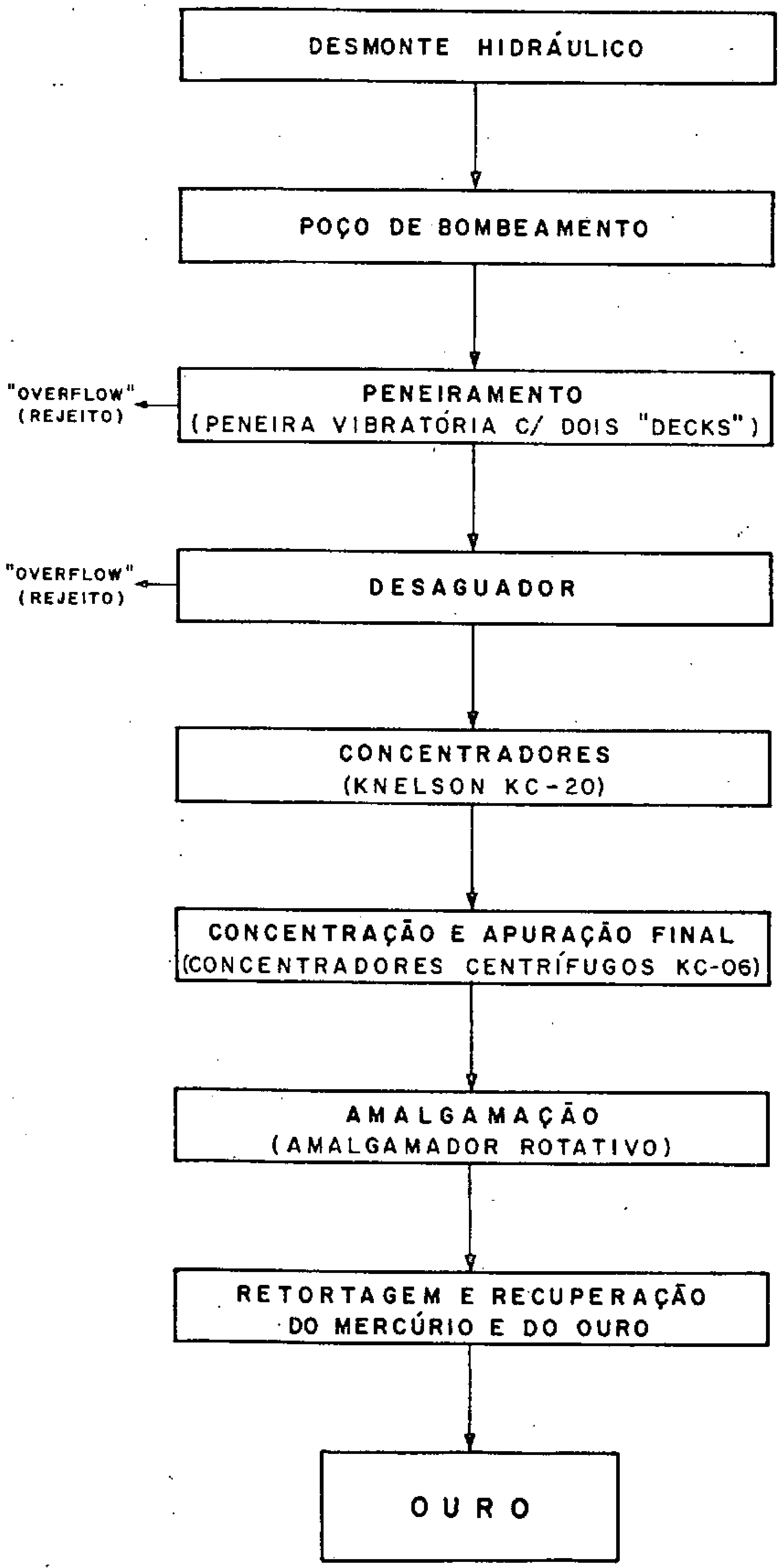


FIGURA 3

ILUSTRAÇÕES

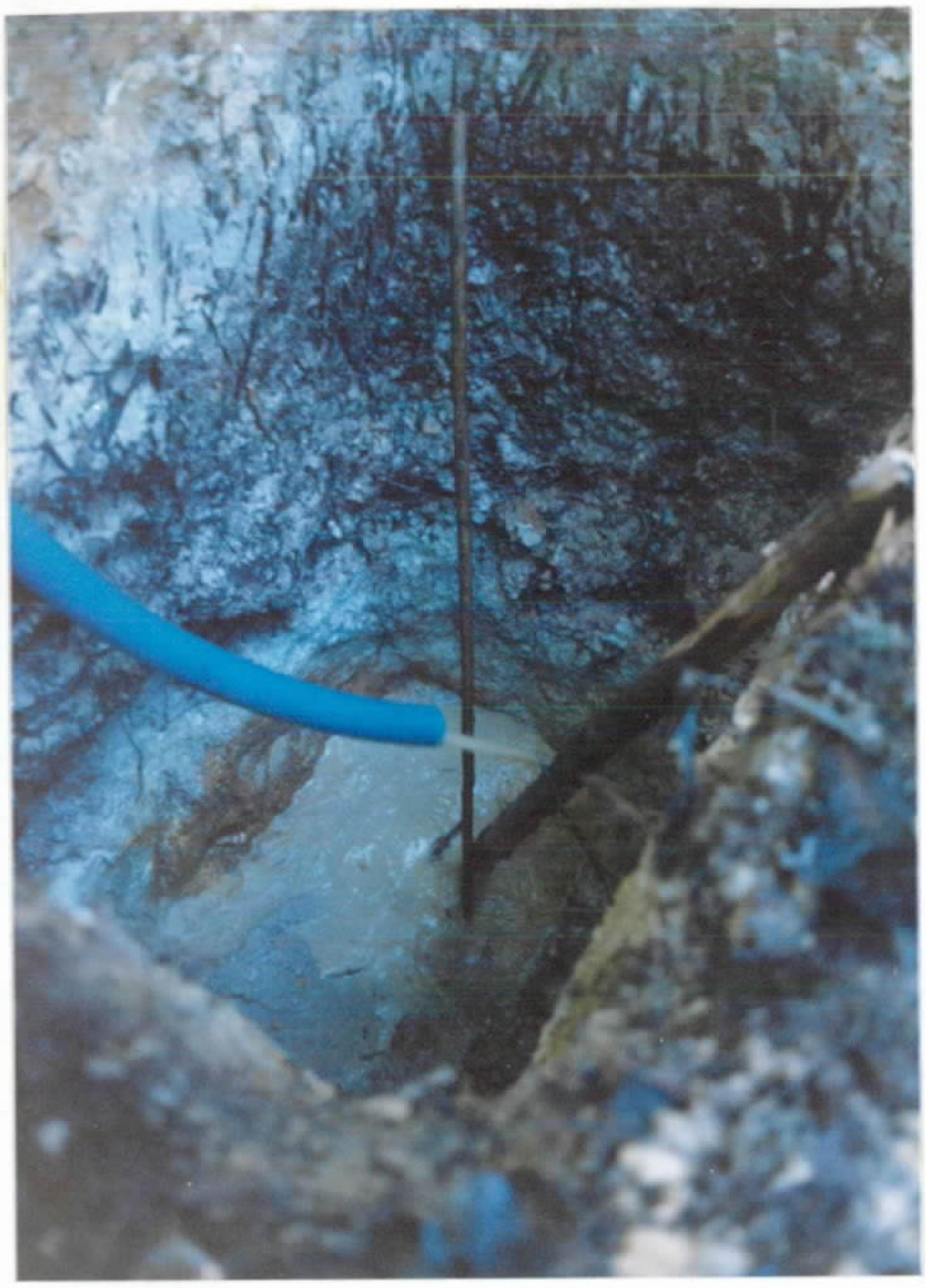


Foto 1 - Poços de Pesquisa (1,5m x 1 m) para coleta de amostra de 60 litros. Fase intermediária de avaliação de depósito

Foto 2 - Poço para coleta de amostra de grande volume, medindo 5 m x 1,5 m. Etapa final de avaliação do depósito.

Foto 3 - Grota Cega - Linha de Poços para amostragem de grande volume.

Foto 4 - Grota Cega - Perfil típico de aluvião do topo para a base: Argila plástica amarelada; areia e cascalho (camada clara) ricos em ouro; e "bedrock" granítico alterado e lateritizado.

Foto 5 - Equipamento "Ouromatic" usado na lavagem e concentração das amostras de grande vo lume.

Foto 6 - Grota Cega - Área da jazida desmatada e preparada para lavra. À esquerda canal de desvio do igarapé.

Foto 7 - Pista Grota Cega construída pela CPRM e MMTL contígua à área de trabalho para propiciar o apoio à lavra experimental.

Foto 8 - Outro detalhe da pista Grota Cega, cujo comprimento é de 380 m permitindo operações de aviões monomotores.

A N E X O S

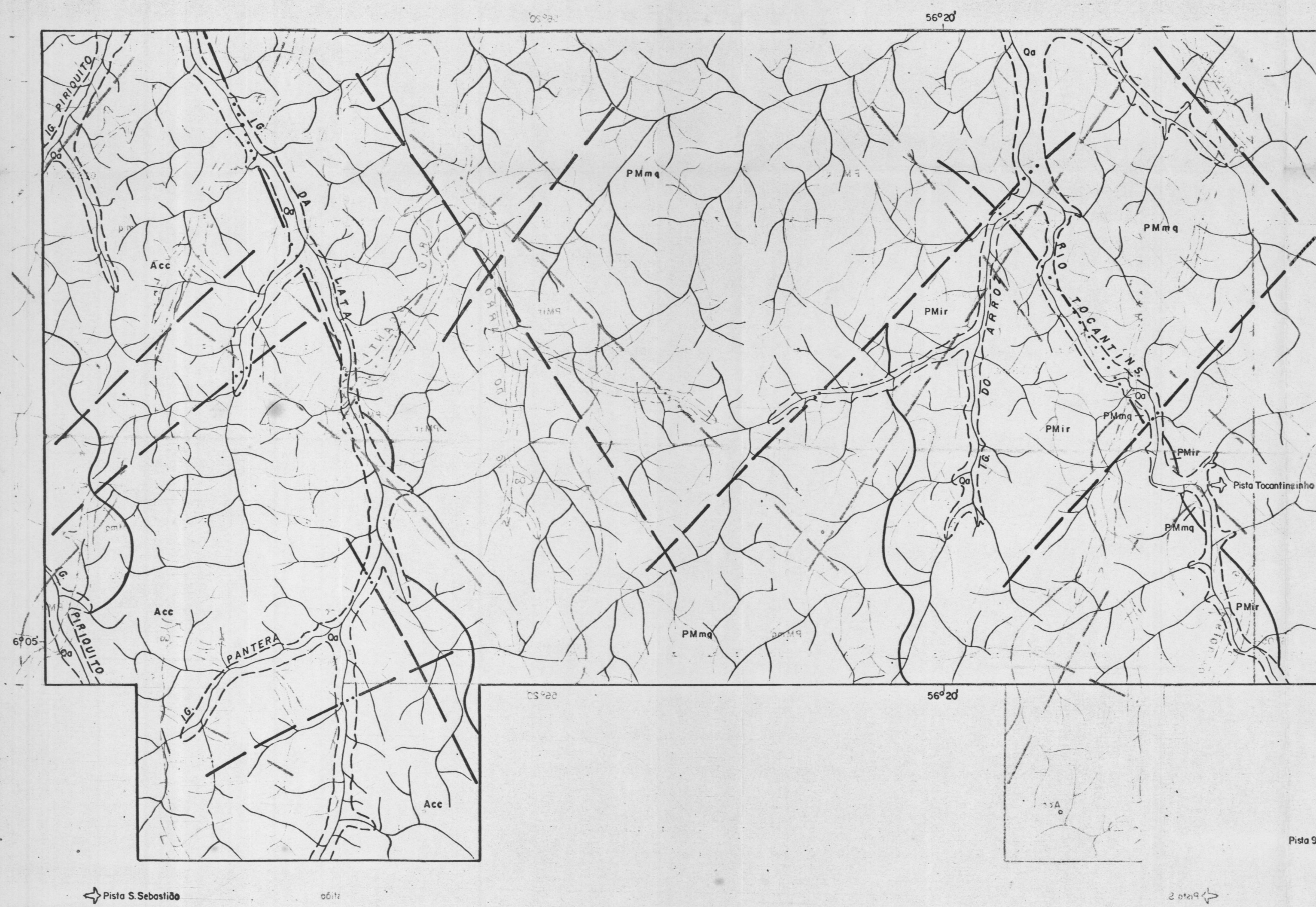
A N E X O V

BOLETINS DE ESCAVAÇÕES

COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS

PROJETO BT - 57

MAPA GEOLÓGICO



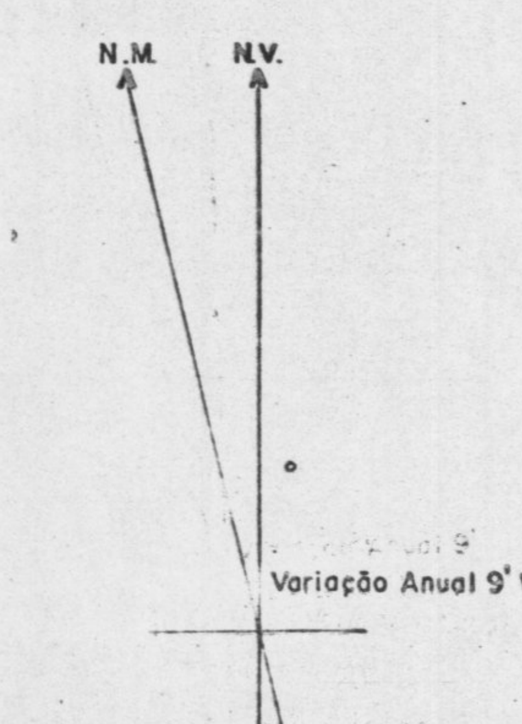
CONVENÇÕES GEOGRÁFICAS

DRENAGEM

PISTA DE POUSO

CONVENÇÕES GEOLÓGICAS

Qa	ALUVIÃO
PMmq	SUITE INTRUSIVA MALOQUINHA
PMir	GRUPO IRIRI
Acc	SUITE METAMÓRFICA CUIÚ-CUIÚ
	CONTATO
	FALHA



DECLINAÇÃO MAGNÉTICA
Janeiro de 1985

Mapa geológico realizado pela CPRM, projeto BT-57 Mineração do Médio Tapajós LTDA, obtido por mapeamento geológico e pela análise de fotos aéreas escala 1:100.000, produzido pelo projeto 07/FAB PDC/80 e imagem de radar escala 1:100 000 - 1:250 000

ASSOCIAÇÃO PARA PESQUISA ENTRE A COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS — MINERAÇÃO DO MÉDIO TAPAJÓS LTDA

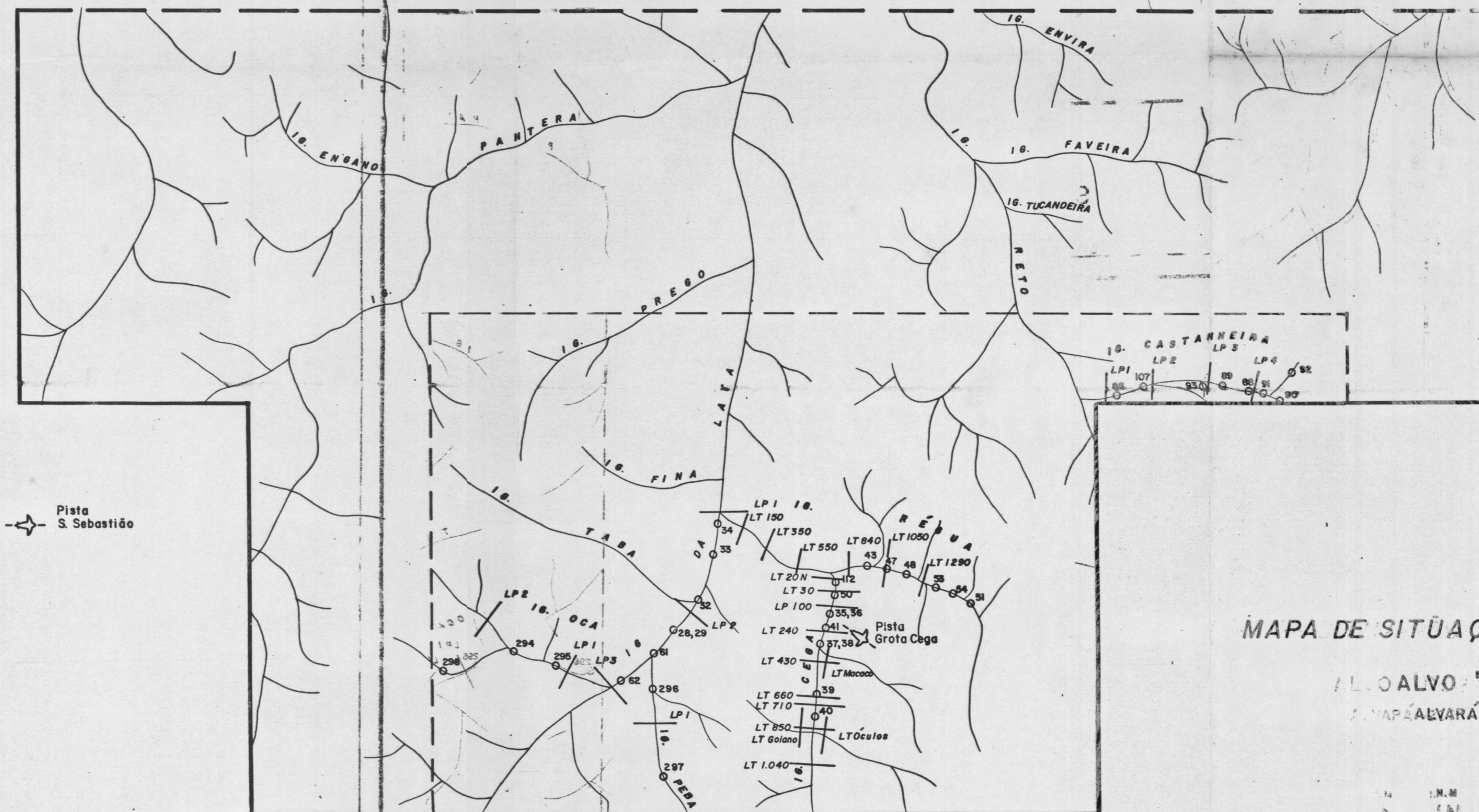
ESCALA 1: 50.000

1 0 1 2 Km

ANEXO I

COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS

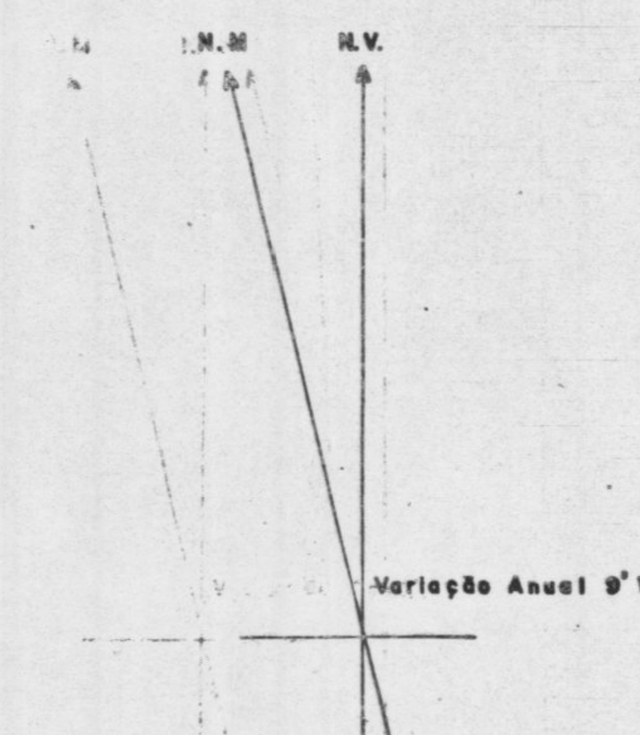
BT - 57



MAPA DE SITUAÇÃO E SERVIÇOS

ALVO "CEGA"

ALVARÁ 2953



DECLINAÇÃO MAGNÉTICA
Janeiro de 1985

CONVENÇÕES

POÇOS PROSPECTIVOS

LINHA DE POÇOS

LINHA DE TRINCHEIRAS

RIO, IGARAPÉ, GROTA

PISTA DE POUSO

ALVO SELECIONADO

ASSOCIAÇÃO PARA PESQUISA ENTRE A
COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS — MINERAÇÃO DO MÉDIO TAPAJÓS LTDA

ESCALA 1:25.000

0,25 0 0,25 0,50 0,75 1 Km

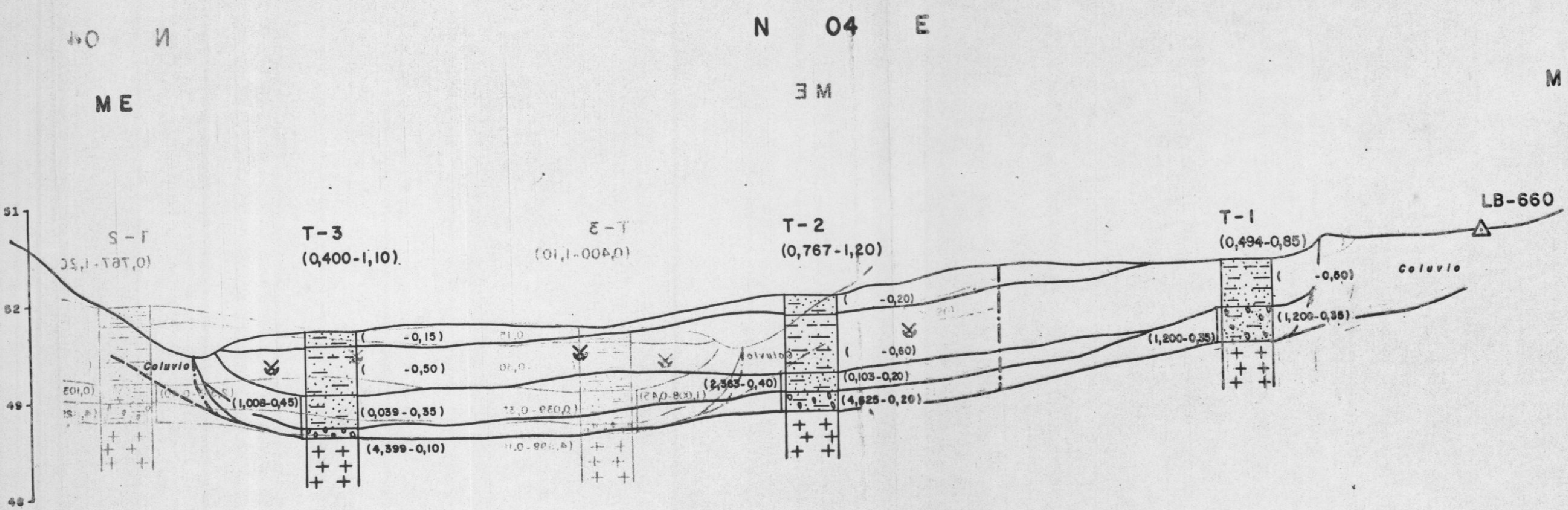
ANEXO II

COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS

BT - 57

PERFIL CORRELATIVO - ESCAVAÇÕES

GROTA CEGA - LB - 660



CONVENÇÕES

ARGILA

AREIA

CASCALHO

"BED ROCK"

T-3 TRINCHEIRA (3,00 X 1,00 m)

LB660 LINHA BASE

(4,399-0,10) (TEOR EM g/m³ - ESPESSURA EM m)

ÁREA PARCIALMENTE GARIMPADA

ASSOCIAÇÃO PARA PESQUISA ENTRE A
COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS — MINERAÇÃO DO MÉDIO TAPAJÓS LTDA

ESCALAS HORIZONTAL 1:200
VERTICAL 1:50

ANEXO IV

ANEXO V.I

BOLETINS DE ESCAVAÇÕES

POÇOS PROSPECTIVOS

Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais – CPRM
DIRETORIA DA ÁREA DE OPERAÇÕES – SUREAU

BOLETIM DE ESCAVAÇÕES

PROJETO	CENTRO E SUB. CENTRO DE CUSTO	BACIA	IGARAPÉ	LINHA	POÇO/CATA
BT-57	1740.450	ARAPARI	GROTA CEGA	200	35

DIST. LINHA BASE (m)	COTA DA BOCA (m)	PROFUND. FINAL (m)	DATA DE INÍCIO	DATA DE TÉRMINO	EQUIPE Nº
		1.05	01 / 07 / 85	01 / 07 / 85	02

Intervalo (m) de	Intervalo (m) até	Avanço na (m)	Partes em 100 (Wentworth 1922) Cascalho G	Cascalho M	Cascalho F	Areia MG/G	Areia M	Areia MF/F	SILT ARG	Cores: Branco	Amarelo	Verde	Lilás	Marrom	Cinza	Variado	Perfil	OBS.	Nº de Pintas 1	2	3	4	Peso Estimado no Horizonte Peh (mg)	Peso Corrigido no Horizonte Pch (mg)	Volume Geométrico Baleado Vgb (m^3)	Teor no Horizonte Th (mg/m^3)
0.00	0,75	0,75						1	9		x				x			Argila plástica, com frações arenosas de coloração creme-acinzentada. Presença de matéria orgânica.								
0.75	1,05	0,30	2	3	4	1									x			Cascalho médio a muito grosso, com matriz arenosa. Seixos de quartzo leitoso tabulares angulosos.	167	197	447	1049	60,6704	123,3	0,060	2055
1,05											x			x				Rocha alterado de natureza granítica, coloração amarelada, nota-se a presença de quartzo, feldspato caulinizado e mica.								

ÁREA ESCAVADA (m)	ATIVIDADE-TEMPO (h:min)	ESPECIFICAÇÕES / ESCAVAÇÕES	CÁLCULO DO TEOR
Rejeito: a	Deslocando: 02:00	Volume Removido: 1,008 m^3	TEOR = ——— (m^3) = 0,587 g Au/m^3 Prof (até o "BED ROCK")
M Virgem: 0,00 a 1,05	Escavando: 01:15	Volume Bateado: 0,060 m^3	TEOR = ——— (m^3) = g Au/m^3 Prof (0,5 m de "BED ROCK")
Até o "Bed rock": 1,05	Parado:	TIPO DE AMOSTRAGEM: POÇO(1,2x0,8m) ☐ Canaleta ☐ Total ☒ 60 L	TEOR = ——— (m^3) = g Au/m^3 Prof (... m de "BED ROCK")
No "Bed rock":	Bateando:	TABELA DE PINTAS BT-57: P_1 0,0800 (mg); P_2 0,0486 (mg); P_3 0,0259 (mg); P_4 0,0136 (mg)	
Profundidade Total: 1,05	TOTAL: 03:15	Peso real (amalg.) ....(mg)	

OBSERVAÇÕES

Encontrado 5 pintas maiores que P1,num total de 11,8925 mg

LOCALIZAÇÃO DO ESCAVAÇÃO

Nº DE BRAÇAIS	TÉCNICO	CALCULADO POR	GEÓL. RESPONSÁVEL
03	NEY GONZAGA		

Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais — CPRM
DIRETORIA DA ÁREA DE OPERAÇÕES – SUREAU

BOLETIM DE ESCAVAÇÕES

PROJETO	CENTRO E SUB. CENTRO DE CUSTO	BACIA	IGARAPÉ	LINHA	POÇO/CATA
BT-57	1740.450	ARAPARI	CEGA	300	41

DIST. LINHA BASE (m)	COTA DA BOCA (m)	PROFUND. FINAL (m)	DATA DE INÍCIO	DATA DE TÉRMINO	EQUIPE Nº
		1,20	03 / 07 / 85	03 / 07 / 85	01

Intervalo (m) de	Intervalo (m) até	Avanço na (m)	Partes em 100 (Wentworth 1922) Cascalho G	Cascalho M	Cascalho F	Areia MG	Areia M	Areia MF	SILT. ARG	Cores Branco	Amarelo	Verde	Lilás	Vermelho	Cinza	Variado	Perfil	OBS.	Nº de Pintas 1	2	3	4	Peso Estimado no Horizonte Peh(mg)	Peso Corrigido no Horizonte Pch(mg)	Volume Geométrico Bateado Vgb(m³)	Teor no Horizonte Th(mg/m³)
0,00	0,80	0,80						1	9		x				x			Argila plástica de coloração cinza-amarelada, presença de materia orgânica.								
0,80	0,85	0,05						10							x			Areia fina de coloração cinza.		9	14	83	1,929	2,60	0,060	43
0,85	1,20	0,35		3	7					x								Cascalho fino a médio, verificam-se seixos de quartzo leitoso e feldspato, tabulares e angulosos.	228	206	282	441	41,553	70,0	0,060	1167
1,20															x			"Bed rock" alterado de coloração cinza, verificam-se grãos de quartzo e feldspato caulinizado.								

(m)

ÁREA ESCAVADA (m)	ATIVIDADE-TEMPO (h:min)	ESPECIFICAÇÕES / ESCAVAÇÕES	CÁLCULO DO TEOR
Rejeito ____ a ____	Deslocando 01:00	Volume Removido 1,152 m^3	TEOR = ____ / ____ (m^3) Prof (até o "BED ROCK") = 0,342 g Au/m^3
M. Virgem 0,00 a 1,20	Escavando 01:30	Volume Bateado 0,120 m^3	
Até o "Bed rock" 1,20	Parado ____	TIPO DE AMOSTRAGEM POÇO(1,20x0,80m) ☐ Canaleta ☐ Total ☒ 60 L	TEOR = ____ / ____ (m^3) Prof (0,5 m de "BED ROCK") = ____ g Au/m^3
No "Bed rock" ____	Bateando ____	TABELA DE PINTAS BT-57: P_1 0,0800 (mg); P_2 0,0486 (mg); P_3 0,0259 (mg); P_4 0,0136 (mg)	
Profundidade Total 1,20	TOTAL 02:30	Peso real (amalg.) ________ (mg)	TEOR = ____ / ____ (m^3) Prof (.....m de "BED ROCK") = ____ g Au/m^3

OBSERVAÇÕES

LOCALIZAÇÃO DO ESCAVAÇÃO

Nº DE BRAÇAIS	TÉCNICO	CALCULADO POR	GEÓL. RESPONSÁVEL
03	JOSÉ LUIZ		

1/1

Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais — CPRM
DIRETORIA DA ÁREA DE OPERAÇÕES — SUREAU

BOLETIM DE ESCAVAÇÕES

PROJETO	CENTRO E SUB. CENTRO DE CUSTO	BACIA	IGARAPÉ	LINHA	POÇO/CATA
BT-57	1740.450	ARAPARI	GROTA CEGA	400	38

DIST. LINHA BASE (m)	COTA DA BOCA (m)	PROFUND. FINAL (m)	DATA DE INÍCIO	DATA DE TÉRMINO	EQUIPE Nº
		0,90	01 / 07 / 85	01 / 07 / 85	01

Intervalo (m) de	Intervalo (m) até	Avanço na (m)	Partes em 100 (Wentworth 1922) Cascalho G	Cascalho M	Cascalho F	Areia MG G	Areia M	Areia MF F	SILT ARG	Cores: Branco	Amarelo	Verde	Lilás	Vd.Aver.	Cinza	Variegado	Perfil	OBS.	Nº de Pintos 1	2	3	4	Peso Estimado no Horizonte Peh(mg)	Peso Corrigido no Horizonte Pch(mg)	Volume Geométrico Bateado Vgb(m³)	Teo no Horiz Th(mg
0,00	0,70	0,70						1	9						x			Argila plástica coloração cinza, verifica-se a presença de matéria orgânica.								
0,70	0,80	0,10						10		x								Areia fina, verificam-se a presença de grãos de quartzo e feldspato.	5	11	25	31	2,0437	4,00	0,045	89
0,80	0,90	0,10		3	7					x					x			Cascalho fino a médio, coloração cinza-esbranquiçado. Seixos de quartzo leitoso e feldspato, tabulares e angulosos.	51	130	378	455	26,3762	45,9	0,060	76
0,90															x			"Bed rock" decomposto de coloração cinza, verifica-se grãos de quartzo, mica e feldspato caulinizado.								

ÁREA ESCAVADA (m)

Rejeito ______ a ______

M. Virgem 0,00 a 0,90

Até o "Bed rock" 0,90

No "Bed rock" ______

Profundidade Total 0,90

ATIVIDADE - TEMPO (h:min)

Deslocando 00:10

Escavando 01:15

Parado ______

Bateando 01:00

TOTAL 02:25

ESPECIFICAÇÕES / ESCAVAÇÕES

Volume Removido 0,864 m^3

Volume Bateado 0,0120 m^3

TIPO DE AMOSTRAGEM POÇO(1,20x0,80m)

☐ Canaleta

☐ Total 60 L

☒ ------

TABELA DE PINTAS BT-57

P_1 0,0800 (mg)

P_2 0,0486 (mg)

P_3 0,0259 (mg)

P_4 0,0136 (mg)

Peso real (amolg.) .... (mg)

CÁLCULO DO TEOR

TEOR = ______ / (m^3) = 0,095 g Au/m^3

Prof (até o "BED ROCK")

TEOR = ______ / (m^3) = ______ g Au/m^3

Prof (0,5 m de "BED ROCK")

TEOR = ______ / (m^3) = ______ g Au/m^3

Prof (.....m de "BED ROCK")

OBSERVAÇÕES

LOCALIZAÇÃO DO ESCAVAÇÃO

Nº DE BRAÇAIS	TÉCNICO	CALCULADO POR	GEÓL. RESPONSÁVEL
03	JOSÉ LUIZ		

Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais – CPRM
DIRETORIA DA ÁREA DE OPERAÇÕES – SUREAU

BOLETIM DE ESCAVAÇÕES

PROJETO	CENTRO E SUB. CENTRO DE CUSTO	BACIA	IGARAPÉ	LINHA	POÇO/CATA
BT-57	1740.450	ARAPARI	RÊGUA	1000	53

DIST. LINHA BASE (m)	COTA DA BOCA (m)	PROFUND. FINAL (m)	DATA DE INÍCIO	DATA DE TÉRMINO	EQUIPE Nº
		0,80	06 / 07 / 85	06 / 07 / 85	01

Intervalo (m) de	Intervalo (m) até	Avanço na (m)	Cascalho G	Cascalho M	Cascalho F	Areia MG G	Areia M	Areia MF F	SILT ARG	Branco	Amarelo	Verde	Lilás	Mar. Aver.	Cinza	Variada	Perfil	OBS.	Nº de Pintas 1	2	3	4	Peso Estimado no Horizonte Peh(mg)	Peso Corrigido no Horizonte Pch(mg)	Volume Geométrico Bateado Vgb(m³)	Teor no Horizonte Th(mg/m³)
0,00	0,50	0,50							10							x		Argila plástica, coloração cinza-amarelada, presença de matéria orgânica.								
0,50	0,70	0,20				4	5		1						x			Areia fina a média, grãos de quartzo angulosos, presença de matéria orgânica.	6	6	10	30	1,4386	1,4	0,060	23
0,70	0,80	0,10		3	6				1						x			Cascalho fino a médio, seixos de quartzo angulosos, coloração cinza, presen senga de matéria orgânica.	89	140	163	167	20,4169	46,9	0,060	782
0,80												x						"Bed rock", rocha alterada de natureza granítica, coloração verde, nota-se a presença de feldspato caulinizado.								

ÁREA ESCAVADA (m)	ATIVIDADE- TEMPO (h: min)	ESPECIFICAÇÕES / ESCAVAÇÕES	CÁLCULO DO TEOR
Rejeito ___ a ___	Deslocando 00:30	Volume Removido 0,768 m^3	TEOR = ——— (m^3) = 0,104 g Au/m^3 Prof (até o "BED ROCK")
M. Virgem 0,00 a 0,80	Escavando 01:30	Volume Bateado 0,120 m^3	
Até o "Bed rock" 0,80	Parado ___	TIPO DE AMOSTRAGEM ☐ Canaleta ☐ Total ☒ 60 L POÇO(1,20x0,80m)	TEOR = ——— (m^3) = ___ g Au/m^3 Prof (0,5 m de "BED ROCK")
No "Bed rock" 0,00	Bateando ___	TABELA DE PINTAS BT-57 — P_1 0,0800 (mg); P_2 0,0486 (mg); P_3 0,0259 (mg); P_4 0,0136 (mg)	
Profundidade Total 0,80	TOTAL 02:30	Peso real (amalg.) ___ (mg)	TEOR = ——— (m^3) = ___ g Au/m^3 Prof (.....m de "BED ROCK")

OBSERVAÇÕES

LOCALIZAÇÃO DO ESCAVAÇÃO

Nº DE BRAÇAIS	TÉCNICO	CALCULADO POR	GEÓL. RESPONSÁVEL
02	NEY GONZAGA		

Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais – CPRM
DIRETORIA DA ÁREA DE OPERAÇÕES – SUREAU

BOLETIM DE ESCAVAÇÕES

PROJETO	CENTRO E SUB CENTRO DE CUSTO	BACIA	IGARAPÉ	LINHA	POÇO/CATA
BT-57	1740.450	LATA	GROTA PEBA		P-296

DIST. LINHA BASE	COTA DA BOCA	PROFUND. FINAL	DATA DE INÍCIO	DATA DE TÉRMINO	EQUIPE Nº
(m)	(m)	2,00 (m)	04/12/85	05/12/85	

Intervalo (m) De	Intervalo (m) Até	Avanço na (m)	Cascalho G	Cascalho M	Cascalho F	Areia MG/G	Areia M	Areia MF/F	Silt/Arg	Branco	Amarelo	Verde	Lilás	Mar. Aver.	Cinza	Variado	Perfil	OBS.	Nº de Pintas 1	2	3	4	Peso Estimado no Horizonte Peh(mg)	Peso Corrigido no Horizonte Pch(mg)	Volume Geométrico Baleado Vgb(m³)	Teor no Horizonte Th(mg/m³)
00	0,55	0,55					1	1	8	X					X			Argila cinza esbranquiçada, plástica, algo arenosa, com muitos restos vegetais.								
,55	1,60	1,05			1	5	4								X			Areia cinza, média a grossa, com seixos de quartzo leitoso, angulosos, finos restos vegetais, fragmentos de feldspato alterado e palhetas de muscovita.	-	-	-	67	0,9112		0,060	15
,60	1,90	0,30		3	2	3	2								X			Cascalho cinza, de matriz arenosa grossa média, com seixos de quartzo leitoso, angulosos, finos a médios, restos vegetais, fragmentos de feldspato alterado e palhetas de muscovita	51	125	170	455	20,7460		0,060	346
,90	2,00	0,10																Bedrock decomposto, amarelado e azulado, com feldspato caulinizado e palhetas de muscovita								

ÁREA ESCAVADA (m)	ATIVIDADE - TEMPO (h:min)	ESPECIFICAÇÕES / ESCAVAÇÕES	CÁLCULO DO TEOR
Rejeito: o	Deslocando	Volume Removido: 2,400 m³	TEOR = ——— (m³) Prof (até o "BED ROCK") = 0,063 g Au/m³
M. Virgem: o	Escavando	Volume Bateado ——— m³	
Até o "Bed rock"	Parado	TIPO DE AMOSTRAGEM ☐ Completa ☐ Total ☒ parcial; 1,2×1,0m	TEOR = ——— (m³) Prof (0,5 m do "BED ROCK") = g Au/m³
No "Bed rock"	Bateando	TABELA DE PINTAS: P_1 (mg), P_2 (mg), P_3 (mg), P_4 (mg)	
Profundidade Total	TOTAL	Peso real (amalg.) (mg)	TEOR = ——— (m³) Prof. (……m do "BED ROCK") = g Au/m³

OBSERVAÇÕES

Largura do "flat": 31,0 m; local não garimpado, mas a montante já houve garimpo manual; este poço foi alargado e escorado por causa de desmoronamento da areia. Foram bateados 60 l de areia e 60 l de cascalho.

LOCALIZAÇÃO DO ESCAVAÇÃO

Nº DE BRAÇAIS	TÉCNICO	CALCULADO POR	GEÓL. RESPONSÁVEL
04			João Moraes

Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais — CPRM
DIRETORIA DA ÁREA DE OPERAÇÕES — SUREAU

BOLETIM DE ESCAVAÇÕES

PROJETO	CENTRO E SUB CENTRO DE CUSTO	BACIA	IGARAPÉ	LINHA	POÇO/CATA
BT. 57	1740.450	LATA	LATA	L 1	P. 261

DIST. LINHA BASE (m)	COTA DA BOCA (m)	PROFUND. FINAL (m)	DATA DE INÍCIO	DATA DE TÉRMINO	EQUIPE Nº
		2,50	06 / 11 / 85	06 / 11 / 85	

Intervalo (m) de	Intervalo (m) até	Avanço ha (m)	PARTES EM 100 (Wentworth 1922) CASCALHO G	CASCALHO M	CASCALHO F	AREIA MG G	AREIA M	AREIA MF F	SILT ARG	CORES Branco	Amarelo	Verde	Lilás	Marrom	Cinza	Variado	Perfil	Descrição OBS.	Nº de Pintas 1	2	3	4	Peso Estimado no Horizonte Peh(mg)	Peso Corrigido no Horizonte Pch(mg)	Volume Geométrico Rebaixado Vgb(m³)	Teor no Horizonte Th(mg/m³)
0.00	0.95	0.95							10		X							ARGILA MARRON AVERMELHADA A ESBRANQUIÇADA, PLASTICA, ORGÂNICA COM RESTOS VEGETAIS								
0.95	2.10	1.15			1	4	4	1		X					X			AREIA CINZA ESBRANQUIÇADA, MÉDIA A GROSSA, COM SEIXOS ANGULOSOS DE QUARTZO FINO, FRAGMENTOS DE FELDSPATO E PALHETAS DE MUSCOVITA.			2	111	1.5614		0.060	26
2.10	2.45	0.35		2	3	2	2	1										CASCALHO ESBRANQUIÇADO DE MATRIZ ARENOSA, COM SEIXOS DE QUARTZO FINOS A MEDIO, ANGULOSO A SUB ARREDONDADO FRAGMENTOS DE FELDSPATO E PALHETAS DE MUSCOVITA.	38	36	51	1375	25.1510		0.060	419
2.45	2.50	0.05																BEDROK DECOMPOSTO ESVERDEADO COM FRAGMENTOS DE FELDSPATO BRANCO CAULINIZADO								

ÁREA ESCAVADA (m)

Rejeito ______ a ______

Pº Virgem ______ a ______

[illegible] "Bed rock" [ ]

[illegible] "Bed rock" ______

Profundidade Total ______

ATIVIDADE - TEMPO (h:min)

Deslocando ______

Escavando ______

Parado ______

Bateando ______

TOTAL ______

ESPECIFICAÇÕES / ESCAVAÇÕES

Volume Removido 3,00 m³

Volume Bateado ______ m³

TIPO DE AMOSTRAGEM 1,2 x 1,0 m

☐ Canaleta

☐ Total

☒ PARCIAL

TABELA DE PINTAS

P_1 .... (mg)

P_2 .... (mg)

P_3 .... (mg)

P_4 .... (mg)

Peso real (a.m.o.l.g.) .... (mg)

CÁLCULO DO TEOR

TEOR = ______ / (m³) Prof (até o "BED ROCK") = 0,072 g Au/m³

TEOR = ______ / (m³) Prot (0,5 m de "BED ROCK") = ______ g Au/m³

TEOR = ______ / (m³) Prot (......m de "BED ROCK") = ______ g Au/m³

OBSERVAÇÕES:

FORAM BATEADOS 60 L do AREIA e 60 L DE CASCALHO EM VIRTUDE DE DESMORONAMENTO DE AREIA. ESTE POÇO FOI REVESTIDO COM ESTACAS DE AÇAIZEIRO

LARGURA DO "FLAT" 176,0 m

LOCALIZAÇÃO DO ESCAVAÇÃO

Nº DE BRAÇAIS: 04

TÉCNICO: LADIR

CALCULADO POR: ______

GEÓL. RESPONSÁVEL: JOÃO MORAES

1/1

Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais — CPRM

DIRETORIA DA ÁREA DE OPERAÇÕES — SUREAU

BOLETIM DE ESCAVAÇÕES

PROJETO	CENTRO E SUB CENTRO DE CUSTO	BACIA	IGARAPÉ	LINHA	POÇO/CATA
BT. 57	174.450	LATA	LATA	L 2	P-263

DIST. LINHA BASE (m)	COTA DA BOCA (m)	PROFUND. FINAL (m)	DATA DE INÍCIO	DATA DE TÉRMINO	EQUIPE Nº
		2.20	09/11/85	09/11/85	

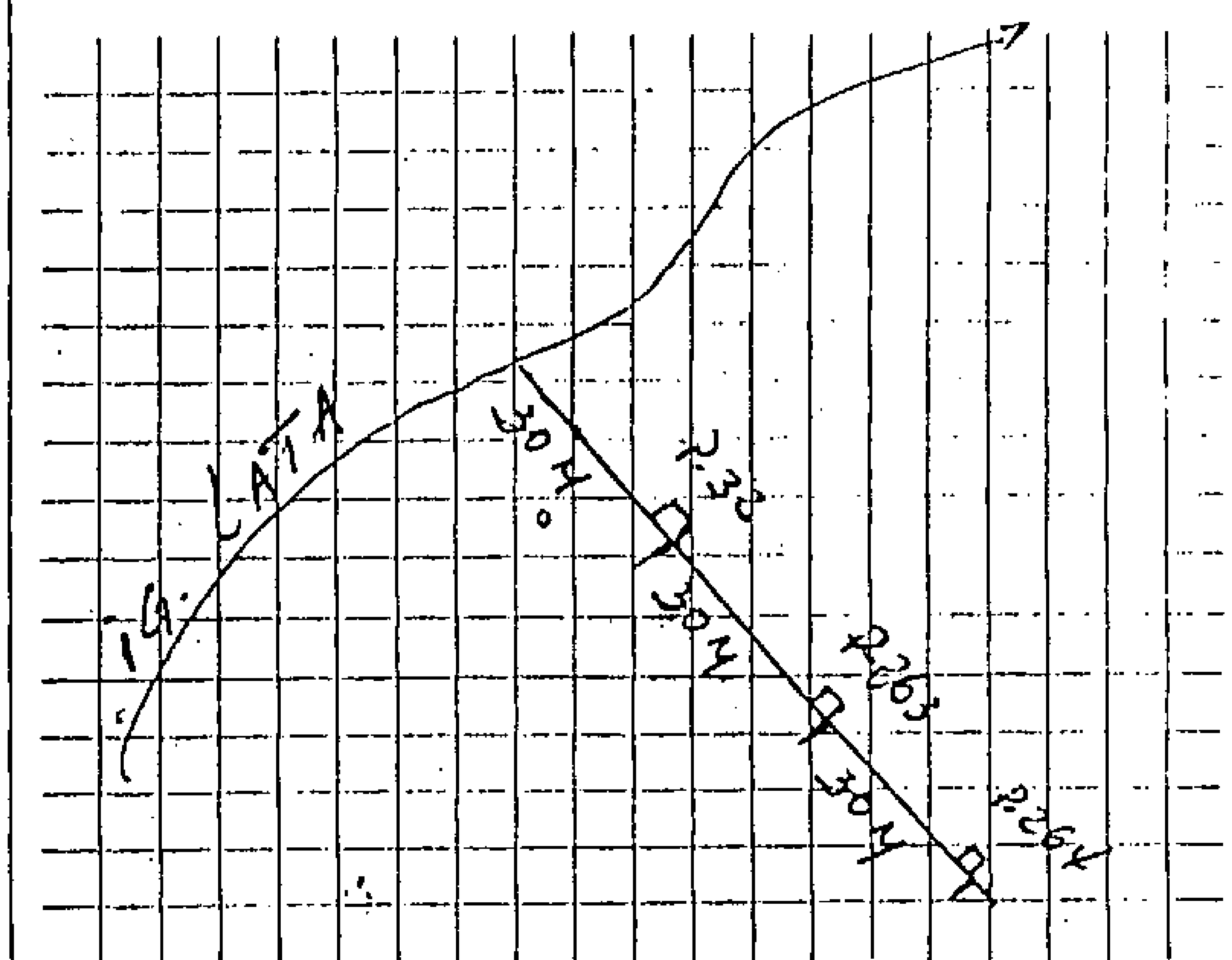
Intervalo (m) de	Intervalo (m) até	Avanço na (m)	Cascalho G	Cascalho M	Cascalho F	Areia MG/G	Areia M	Areia MF/F	SILT ARG	Branco	Amarelo	Verde	Lilás	Marrom	Cinza	Variada	Perfil	OBS.	Nº de Pintos 1	2	3	4	Peso Estimado no Horizonte Peh(mg)	Peso Corrigido no Horizonte Pch(mg)	Volume Geométrico Bateado Vgb(m³)	[illegible]
0.00	0.95	0.95							10							Y		ARGILA CREME PLÁSTICA, ORGÂNICA COM RESTOS VEGETAIS.								
0.95	1.75	0.80				3	3	2	2	Y								AREIA ESBRANQUIÇADA FINA A GROSSA, COM PARTE ARGILOSA, COM FRAGMENTOS DE FELDSPATO BRANCO CAULINIZADO E PALHETAS DE MUSCOVITA.	2	4	5	73	1.4767		0.060	25
1.75	2.15	0.40		2	2	2	2	1	1									CASCALHO CINZA ESBRANQUIÇADO DE MATRIZ ARENOSA, EM PARTE ARGILOSA, COM SEIXOS DE QUARTZO LEITOSO E ESFUMAÇADO, FINO A MÉDIO, ANGULOSO A SUB-ARREDONDADO.	14	44	12	915	16.9456		0.060	282
2.15	2.20	0.05																BEDROK ESVERDEADO, DOLOMITOSITO COM FRAGMENTOS DE FELDSPATO BRANCO CAULINIZADO.								

...A ESCAVADA (m)	ATIVIDADE - TEMPO (h:min)	ESPECIFICAÇÕES / ESCAVAÇÕES	CÁLCULO DO TEOR
...nto 0	Deslocando	Volume Removido 2.64 m³	TEOR = ——— (m³) = 0,062 g Au/m³ Prof(até o "BED ROCK")
...gem 0	Escavando	Volume Bateado m³	
..."Bed rock"	Parado	TIPO DE AMOSTRAGEM 1,2 X 1,0 m ☐ Canaleta ☐ Total ☒ parcial	TEOR = ——— (m³) = g Au/m³ Prof (0,5 m de "BED ROCK")
...ed rock"	Bateando	TABELA DE PINTAS P_1 (mg) P_2 (mg) P_3 (mg) P_4 (mg)	
...fundidade Total	TOTAL	Peso real (amalg.) (mg)	TEOR = ——— (m³) = g Au/m³ Prof(.....m de "BED ROCK")

OBSERVAÇÕES

Local não Garimpado; Foram bateados 60 L de areia e 60 L. de Cascalho. Em virtude de desmoronamento de areia, este poço foi revestido com estacas de Paxiuba; Largura do "Flat" 139.0 m

LOCALIZAÇÃO DO ESCAVAÇÃO



Nº DE BATEAÇÕES	TÉCNICO	CALCULADO POR	GEÓL. RESPONSÁVEL
04	Ladir		João Moraes

1/1

Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais — CPRM
DIRETORIA DA ÁREA DE OPERAÇÕES — SUREAU

BOLETIM DE ESCAVAÇÕES

PROJETO	CENTRO E SUB. CENTRO DE CUSTO	BACIA	IGARAPÉ	LINHA	POÇO/CATA
BT-57	1740.450	LATA	LATA	L 3	P-267

DIST. LINHA BASE (m)	COTA DA BOCA (m)	PROFUND. FINAL (m)	DATA DE INÍCIO	DATA DE TÉRMINO	EQUIPE Nº
			/ /	/ /	

Intervalo (m) de	até	Avanço no (m)	Cascalho G	Cascalho M	Cascalho F	Areia MG	Areia M	Areia MF/F	Silt Arg	Branca	Amarela	Vermelha	Lilás	Verde	Cinza	Variegada	Perfil	OBS.	Nº de Pintas 1	2	3	4	Peso Estimado no Horizonte Peh(mg)	Peso Corrigido no Horizonte Pch(mg)	Volume Geométrico Bateado Vgb(m³)	Teor no Horizonte
0,00	1.40	1.40						1	9	X					X			ARGILA CINZA ESBRANQUIÇADA COM MANCHAS AMARELADAS, PLÁSTICA COM RESTOS VEGETAIS, ALGO ARENOSA								
1.40	2.10	0.70			1	4	3	2		X					X			AREIA CINZA ESBRANQUIÇADA FINO A GROSSA, ALGO ARGILOSA, COM FRAGMENTOS DE FELDSPATO E PALHETAS DE MUSCOVITA	12	50	40	310	8.6420		0.060	144
2.10	2.25	0.15		1	3	4	2			X					X			CASCALHO CINZA ESBRANQUIÇADO DE MATRIZ ARENOSA MÉDIA A GROSSA, COM SEIXOS DE QUARTZO LEITOSO, ANGULOSO FINO A MÉDIO	71	63	227	899	26.8415		0.060	447
2.25	2,30	0,05																BEDROK DECOMPOSTO ESVERDEADO								

...A ESCAVADA (m)	ATIVIDADE - TEMPO (h:min)	ESPECIFICAÇÕES / ESCAVAÇÕES	CÁLCULO DO TEOR
...lo ___ a	Deslocando ___	Volume Removido 2,76 m^3	TEOR = ___ / ___ (m^3) = 0,075 g Au/m^3 — Prof (até o "BED ROCK")
...l Virgem ___ a	Escavando ___	Volume Bateado ___ m^3	
...o "bed rock"	Parado ___	TIPO DE AMOSTRAGEM ☐ Canaleta ☐ Total ☑ parcial — 1,2 x 1,0 m	TEOR = ___ / ___ (m^3) = ___ g Au/m^3 — Prof (0,5 m de "BED ROCK")
... "bed rock" ___	Bateando ___	TABELA DE PINTAS: P_1 ___ (mg); P_2 ___ (mg); P_3 ___ (mg); P_4 ___ (mg)	
...fundidade Total ___	TOTAL ___	Peso real (amalg.) ___ (mg)	TEOR = ___ / ___ (m^3) = ___ g Au/m^3 — Prof (...m de "BED ROCK")

OBSERVAÇÕES

Largura do "FLAT" 188.0 m: Local não Garimpado:
Foram Bateados 60 L de Areia e 60 L de Cascalho.
O Poço foi revestido em virtude de desmoronamento
de Areia

LOCALIZAÇÃO DO ESCAVAÇÃO

Nº DE BRAÇAIS	TÉCNICO	CALCULADO POR	GEÓL. RESPONSÁVEL
05			João Moraes

A N E X O V.II

BOLETINS DE ESCAVAÇÕES

POÇOS DE DETALHAMENTO

A N E X O V.III

BOLETINS DE ESCAVAÇÕES

TRINCHEIRAS

1/1

Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais — CPRM
DIRETORIA DA ÁREA DE OPERAÇÕES - SUREAU

BOLETIM DE ESCAVAÇÕES

PROJETO	CENTRO E SUB CENTRO DE CUSTO	BACIA	IGARAPÉ	LINHA	POÇO/CATA
BT-57	1740.450	LATA	RÉGUA	LT - 1290	T 01

DIST LINHA BASE (m)	COTA DA BOCA (m)	PROFUND. FINAL (m)	DATA DE INÍCIO	DATA DE TÉRMINO	EQUIPE Nº
		1,15	18/09/85	18/09/85	01

de	até	h (m)	Cascalho G	Cascalho M	Cascalho F	Areia MG	Areia M	Areia F	Silt Arg	Cores	Perfil	Descrição OBS.	Pintas 1	Pintas 2	Pintas 3	Pintas 4	Peso Estimado no Horizonte Peh(mg)	Peso Corrigido no Horizonte Pch(mg)	Volume Geométrico Bateado Vgb(m³)	Teor no Horizonte Th(mg/m³)
0,00	0,40	0,40						9	1	X		Solo areno-argiloso, de coloração cinza, com restos vegetais								
0,40	1,10	0,70	1	1	2	1	3		2	X		cascalho fino a grosso de coloração cinza, formado por seixos de quartzo tabulares, angulosos e subangulosos, leitosos e esfumaçados, com matriz areno-argilosa e restos vegetais				1710	1000		2.100	476
1,10	1,15	0,05								X		"BED ROCK" decomposto de coloração esverdeada, natureza granítica com fragmentos de quartzo e feldspato caulinizado								

AREA ESCAVADA (m)		ATIVIDADE - TEMPO (h:min)		ESPECIFICAÇÕES / ESCAVAÇÕES		CÁLCULO DO TEOR	
Rejeito	a	Deslocando	00:20	Volume Removido	3,450 m³	TEOR = [m³] / Prof (até o "BED ROCK")	0,303 g Au/m³
Virgem	0,00 a 1,15	Escavando	07:45	Volume Bateado	m³		
Até o "Bed rock"	1,10	Parado		TIPO DE AMOSTRAGEM: ☐ Canaleta ☒ Total ☐ ------		TEOR = [m³] / Prof (0,5 m do "BED ROCK")	g Au/m³
No "Bed rock"	0,05	Bateando		CATH 3m x 1m			
Profundidade Total	1,15			TABELA DE PINTAS: P_1 (mg); P_2 (mg); P_3 (mg); P_4 (mg)		TEOR = [m³] / Prof (... "BED ROCK")	g Au/m³
		TOTAL	08:05	Peso real (amalg.) (mg)			

OBSERVAÇÕES

Cascalho: Vs = 1,710 m³; f = 19%; Cc = 585 mg/m³

LOCALIZAÇÃO DA ESCAVAÇÃO

Nº DE BURACAIS	TÉCNICO	CALCULADO POR	GEOL. RESPONSÁVEL
03	NEY GONZAGA		Yadã Moraes

1/1

Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais — CPRM
DIRETORIA DA ÁREA DE OPERAÇÕES — SUREAU

BOLETIM DE ESCAVAÇÕES

PROJETO	CENTRO E SUB. CENTRO DE CUSTO	BACIA	IGARAPÉ	LINHA	POÇO/CATA
BT-57	1740.450	LATA	CRÉGUA	LT-1290	T-02

DIST. LINHA BASE (m)	COTA DA BOCA (m)	PROFUND. FINAL (m)	DATA DE INÍCIO	DATA DE TÉRMINO	EQUIPE Nº
		1,18	18/09/85	18/09/85	01

Intervalo (m) de	Intervalo (m) até	Avanço no (m)	G	M	F	MG	M	F	Arg								Descrição OBS.	Nº de Pintas 1	2	3	4	Peso Estimado no Horizonte Peh(mg)	Peso Corrigido no Horizonte Pch(mg)	Volume Geométrico Bateado Vgb(m³)	Teor no Horizonte Th(mg/m³)
0,00	0,20	0,20						8	2						X		Solo areno-argiloso, de coloração cinza, com restos vegetais.								
0,20	0,60	0,40				5	4		1						X		Areia grossa a média de coloração cinza, com restos vegetais e algo argilosa.				840	10		1,200	8
0,60	1,13	0,53	1	2	3	3			1	X					X		Cascalho fino a grosseiro, de coloração cinza-esbranquiçada, constituído de seixos de quartzo tabulares, subangulosos, leitosos com matriz areno-argilosa e restos vegetais.				1845	230		1,590	145
1,13	1,18	0,05										X					"BED ROCK" decomposto, de coloração esverdeada, natureza granítica com fragmentos de quartzo e feldspato caulinizado.								

AREA ESCAVADA (m)	ATIVIDADE = TEMPO (h/min)	ESPECIFICAÇÕES / ESCAVAÇÕES	CÁLCULO DO TEOR
rejeito ___ 0	Deslocando 00:05	Volume Removido 3,540 m^3	TEOR = ___ / ___ (m^3) = 0,071 g Au/m^3 Prof (até o "BED ROCK")
M. Virgem 0,00 a 1,18	Escavando 03:10	Volume Bateado ___ m^3	
Até o "Bed rock" 1,13	Parado ___	TIPO DE AMOSTRAGEM ☐ Canaleta ☒ Total ☐ ___	TEOR = ___ / ___ (m^3) = ___ g Au/m^3 Prof (0,5 m do "BED ROCK")
No "Bed rock" 0,05	Bateando ___	CATA 300m X 100m	
Profundidade Total 1,18		TABELA DE PINTAS P_1 ___ (mg) P_2 ___ (mg) P_3 ___ (mg) P_4 ___ (mg)	TEOR = ___ / ___ (m^3) = ___ g Au/m^3 Prof (___ m do "BED ROCK")
	TOTAL 03:15	Peso real (amalg.) ___ (mg)	

OBSERVAÇÕES

Areia => $V_s = 0,840\ m^3$; $f = 30\%$; $t_e = 10\ mg/m^3$

Cascalho => $V_s = 1,845\ m^3$; $f = 16\%$; $t_e = 125\ mg/m^3$

LOCALIZAÇÃO DO ESCAVAÇÃO

Nº DE BRAÇAIS	TÉCNICO	CALCULADO POR	GEÓL. RESPONSÁVEL
03	NEY GONZAGA		João Moraes

1/1

Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais — CPRM
DIRETORIA DA ÁREA DE OPERAÇÕES — SUREAU

BOLETIM DE ESCAVAÇÕES

PROJETO	CENTRO E SUB. CENTRO DE CUSTO	BACIA	IGARAPÉ	LINHA	POÇO/CATA
BT-57	1740.450	LATA	CEGA	LT-710	T-02

DIST. LINHA BASE (m)	COTA DA BOCA (m)	PROFUND. FINAL (m)	DATA DE INÍCIO	DATA DE TÉRMINO	EQUIPE Nº
		0 80	23/09/85	23/09/85	02

Intervalo (m) de	Intervalo (m) até	Avanço na (m)	Cascalho G	Cascalho M	Cascalho F	Areia MG	Areia M	Areia MF	Silt. Arg.	Branco	Amarelo	Verde	Lilás	Ver. Azul	Cinza	Variado	Perfil	OBS.	Nº de Pintas 1	2	3	4	Peso Estimado no Horizonte Peh(mg)	Peso Corrigido no Horizonte Pch(mg)	Volume Geométrico Bateado Vgb(m³)	Teor no Horizonte Th(mg/m³)
0,00	0,50	0,50						9	1						X			Solo arenoso de coloração cinza, com lâminas de argila esverdeada e muita matéria orgânica.								
0,50	0,70	0,20				4	6								X			Areia média a grossa de coloração cinza com bastante restos vegetais.					20		0,600	33
0,70	0,75	0,05		3	4	2	1											Cascalho fino a médio, de coloração cinza, formado por seixos de quartzo tabulares, angulosos, leitosos, com matriz arenosa e restos vegetais.					900		0,150	6,000
0,75	0,80	0,05										X						"BED ROCK" decomposto de coloração esverdeada, natureza granítica com fragmentos de quartzo, feldspato caulinizado e mica.								

ÁREA ESCAVADA (m)	ATIVIDADE - TEMPO (h:min)	ESPECIFICAÇÕES / ESCAVAÇÕES	CÁLCULO DO TEOR
Rejeito a	Deslocando 00:15	Volume Removido 2,400 m³	TEOR = ——— (m³) = 0,409 g Au/m³ Prof (até o "BED ROCK")
M. Virgem 0,00 a 0,80	Escavando 02:00	Volume Bateado ——— m³	
Até o "Bed rock" 0,75	Parado	TIPO DE AMOSTRAGEM ☐ Canaleta ☒ Total ☐ -------	TEOR = ——— (m³) = g Au/m³ Prof (0,5 m de "BED ROCK")
No "Bed rock" 0,05	Bateando	CATA 3,00m X 1,00m	
Profundidade Total 0,80		TABELA DE PINTAS P_1 ------ (mg) P_2 ------ (mg) P_3 ------ (mg) P_4 ------ (mg)	TEOR = ——— (m³) = g Au/m³ Prof. (.....m de "BED ROCK")
	TOTAL 02:15	Peso real (amalg.) ------ (mg)	

OBSERVAÇÕES

Cascalho: Vs = 0,585 m³ ; f = 291 % ; te = 0,051 g/m³

Areia: Vs = 0,390 m³ ; f = 50 % ; te = 1,538 g/m³

LOCALIZAÇÃO DO ESCAVAÇÃO

Nº DE BRAÇAIS	TÉCNICO	CALCULADO POR	GEÓL. RESPONSÁVEL
03	NEY GONZAGA		João Moraes

1/1

Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais — CPRM
DIRETORIA DA ÁREA DE OPERAÇÕES — SUREAU

BOLETIM DE ESCAVAÇÕES

PROJETO	CENTRO E SUB. CENTRO DE CUSTO	BACIA	IGARAPÉ	LINHA	POÇO/CATA
BT-57	1740.450	LATA	CEGA	LT 710	T-01

DIST. LINHA BASE (m)	COTA DA BOCA (m)	PROFUND. FINAL (m)	DATA DE INÍCIO	DATA DE TÉRMINO	EQUIPE Nº
		1,20	23/09/85	03/09/85	01

Intervalo (m) de	Intervalo (m) até	Avanço ha (m)	Partes em 100 (Wentworth 1922) Cascalho G	Cascalho M	Cascalho F	Areia MG	Areia M	Areia MF	SILT ARG	Cores: Branco	Amarelo	Verde	Lilás	Mar. Aver.	Cinza	Variado	Perfil	OBS.	Nº de Pintas 1	2	3	4	Peso Estimado no Horizonte Peh(mg)	Peso Corrigido no Horizonte Pch(mg)	Volume Geométrico Boleado Vgb(m³)	Teor no Horizonte Th(mg/m³)
0,00	0,10	0,10						8	2						X			Solo areno-argiloso de coloraçaõ cinza e restos vegetais								
0,10	0,80	0,70						1	9	X					X			Argila plástica de coloraçaõ cinza esbranquiçada, com pouca quantidade de areia fina, e manchas de laterizaçaõ, com restos vegetais								
0,80	0,95	0,15					3	6	1						X			Areia fina a média de coloraçaõ cinza, algo argilosa e com restos vegetais.					160		0,450	356
0,95	1,15	0,20		3	5				2						X			Cascalho fino a médio de coloraçaõ cinza, algo argilosa e com restos vegetais.					3.080		0,600	5133
1,15	1,20	0,05										X						"BED ROCK" decomposta de coloraçaõ esverdeada, natureza granítica com fragmentos de quartzo, feldspato caulinizado e mica								

ÁREA ESCAVADA (m)	ATIVIDADE-TEMPO (h:min)	ESPECIFICAÇÕES / ESCAVAÇÕES	CÁLCULO DO TEOR
Rejeito 0	Deslocando 00:15	Volume Removido 3,600 m^3	TEOR = ——— = 0,939 g Au/m^3 (m^3) Prof (até o "BED ROCK")
M. Virgem 0,00 a 1,20	Escavando 03:30	Volume Bateado ——— m^3	
Até o "Bed rock" 1,15	Parado	TIPO DE AMOSTRAGEM: ☐ Canaleta ☒ Total ☐ ------- CATA 3,00m x 1m	TEOR = ——— = g Au/m^3 (m^3) Prof (0,5 m do "BED ROCK")
No "Bed rock" 0,05	Bateando	TABELA DE PINTAS: P_1 ---------(mg) P_2 ---------(mg) P_3 ---------(mg) P_4 ---------(mg)	
Profundidade Total 1,20	TOTAL 03:45	Peso real (amalg.) ---------(mg)	TEOR = ——— = g Au/m^3 (m^3) Prof (.....m do "BED ROCK")

OBSERVAÇÕES

Cascalho: Vs: 0,915 g/m^3; f = 52 % ; te = 3,366 g/m^3

Areia: Vs = 0,345 g/m^3; f = -23 % ; te = 0,464 g/m^3

LOCALIZAÇÃO DO ESCAVAÇÃO

Nº DE BRAÇAIS	TÉCNICO	CALCULADO POR	GEÓL. RESPONSÁVEL
03	NEY GONZAGA		João Morais

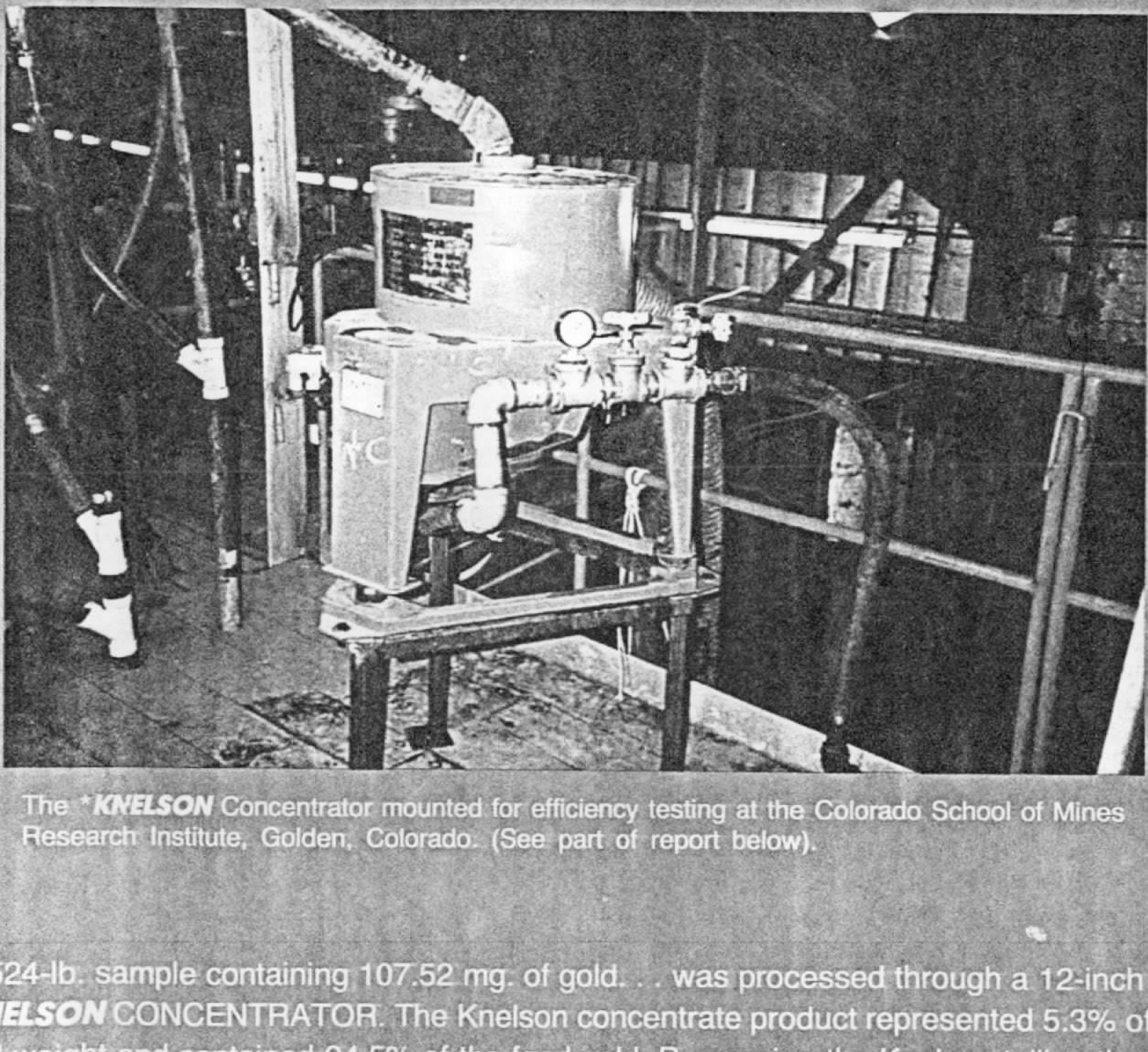
A N E X O VI

DOCUMENTOS - PLANTA DE CONCENTRAÇÃO

What's the NEWEST name in GOLD recovery?

The *KNELSON CONCENTRATOR

By independent survey: A GOLD RECOVERY EFFICIENCY of 98.3%



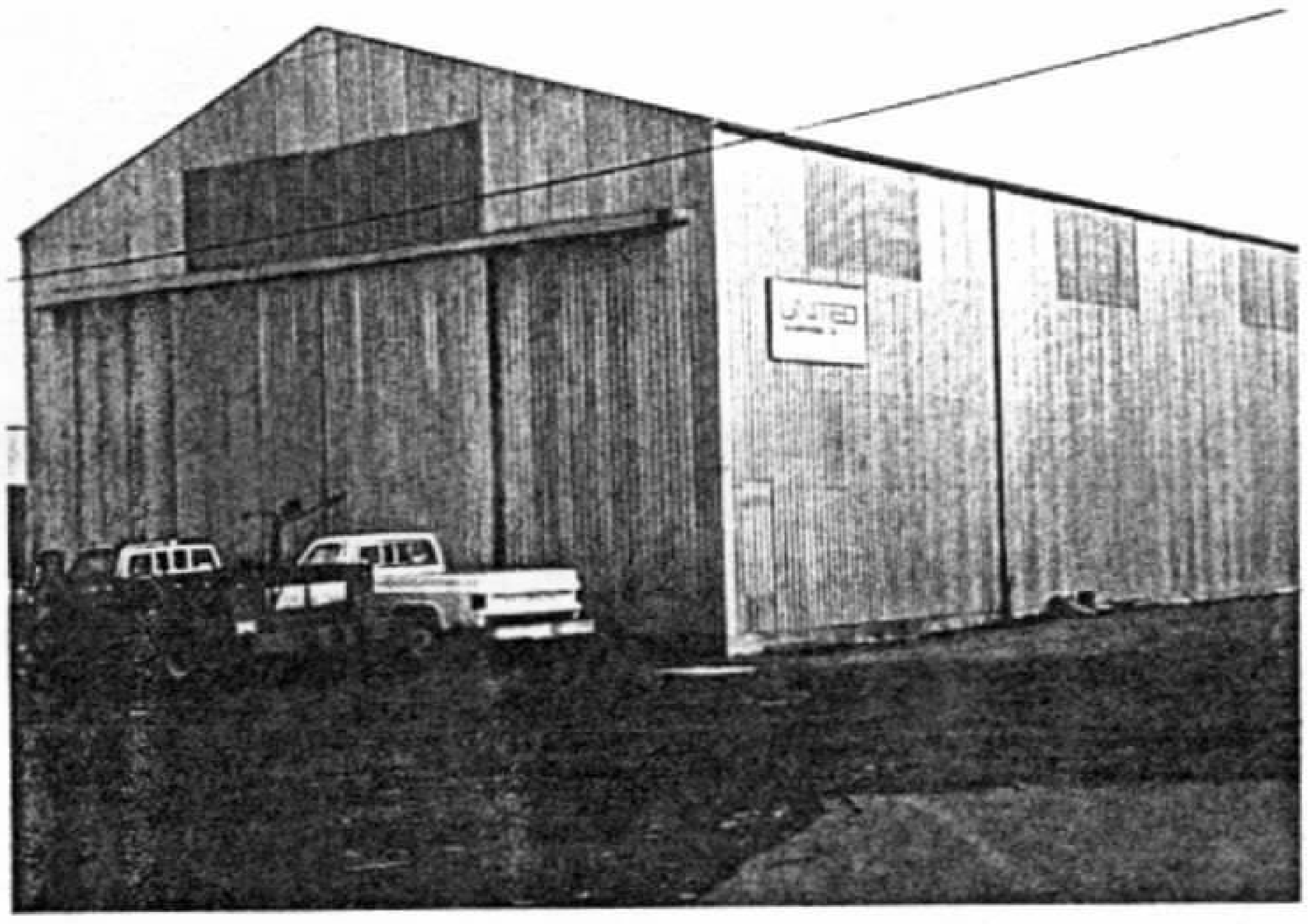
The ***KNELSON** Concentrator mounted for efficiency testing at the Colorado School of Mines Research Institute, Golden, Colorado. (See part of report below).

"A 524-lb. sample containing 107.52 mg. of gold. . . was processed through a 12-inch dia. ***KNELSON** CONCENTRATOR. The Knelson concentrate product represented 5.3% of the feed weight and contained 94.5% of the feed gold. Processing the Knelson tailing through the Concentrator a second time brought the total gold recovery efficiency up to 98.3%."

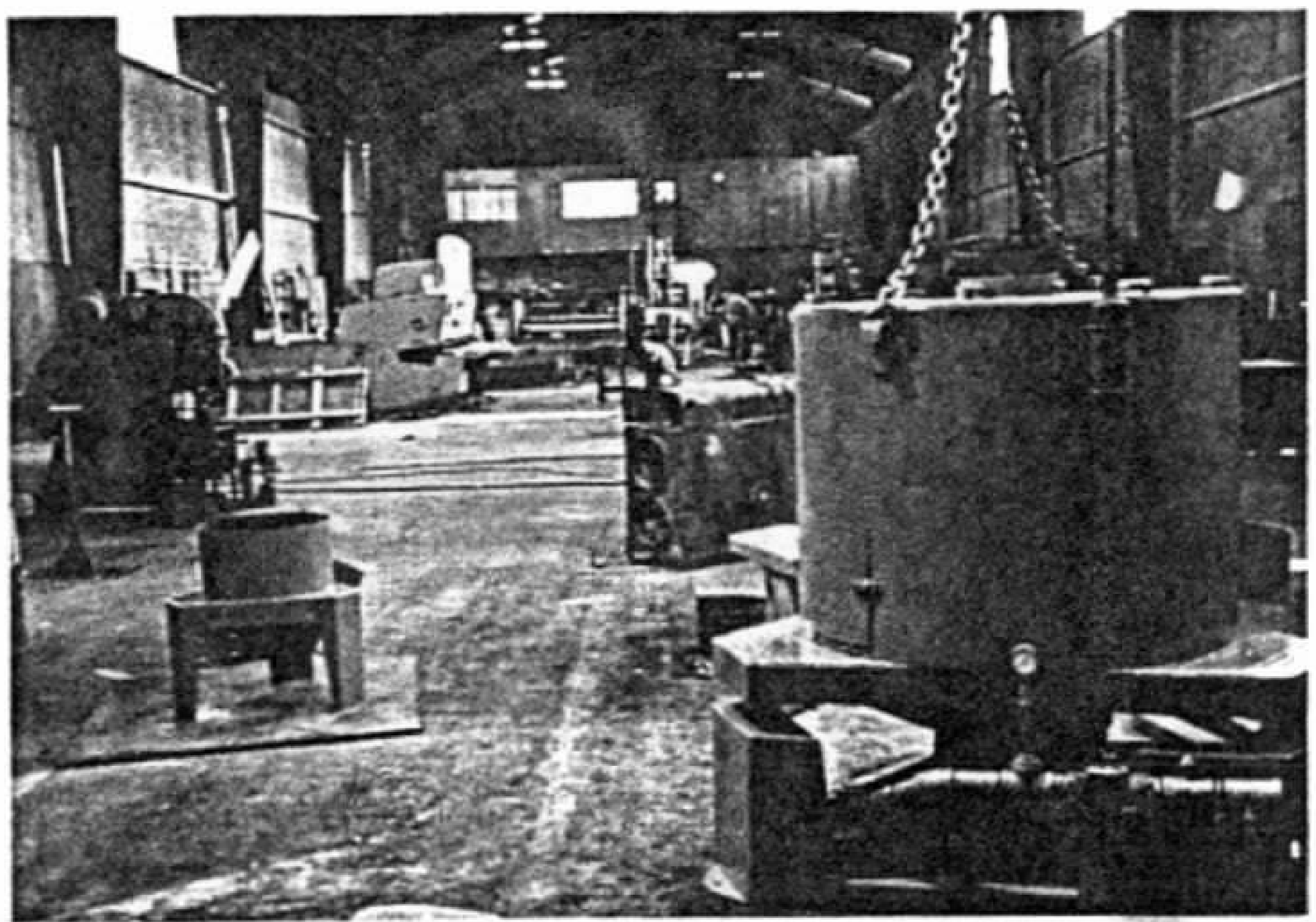
THE COLORADO SCHOOL OF MINES RESEARCH INSTITUTE

***KNELSON** (TRADEMARK)

With a **KNELSON* CONCENTRATOR FIELD EFFICIENCY STARTS IN THE FACTORY. . .

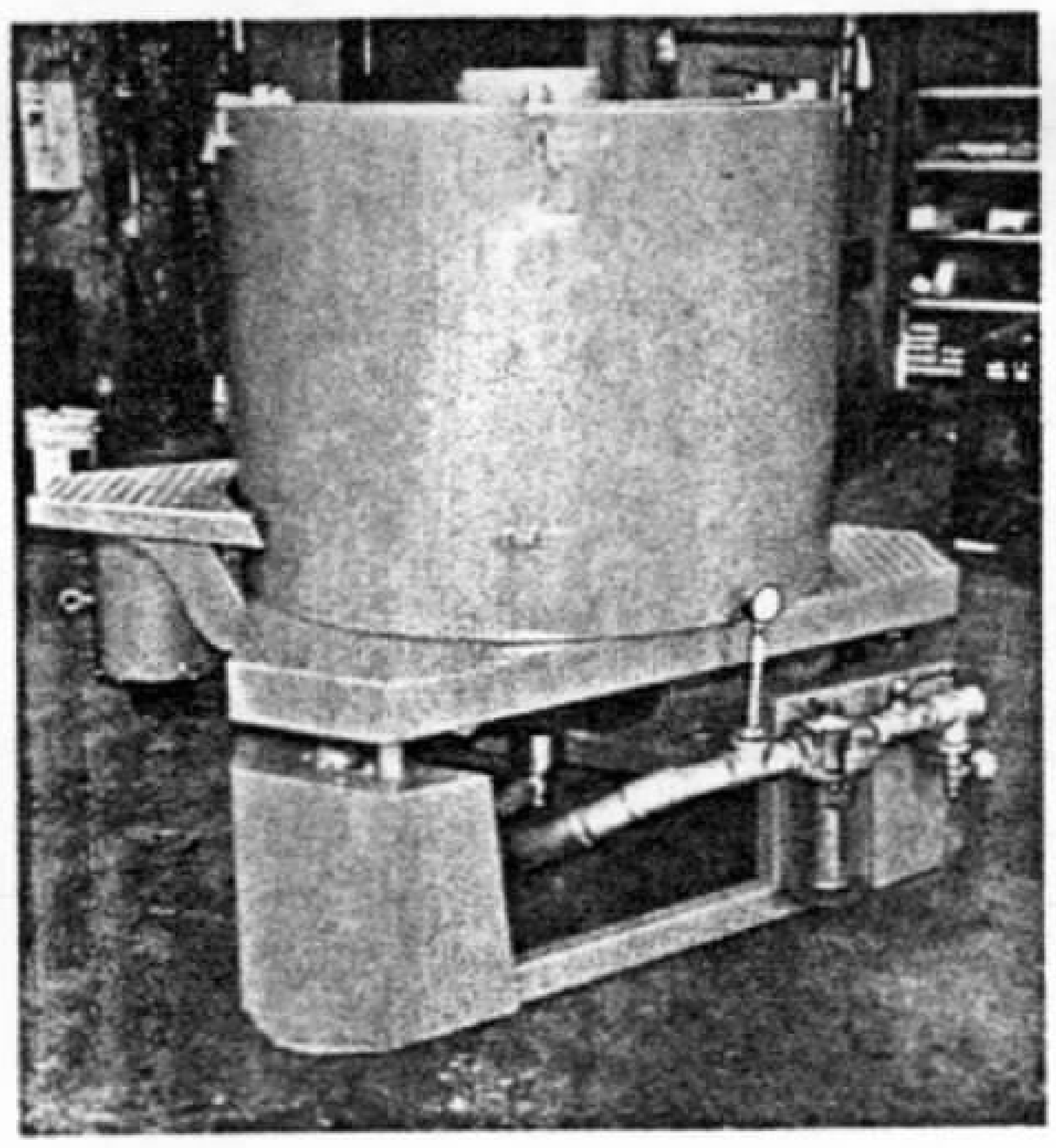


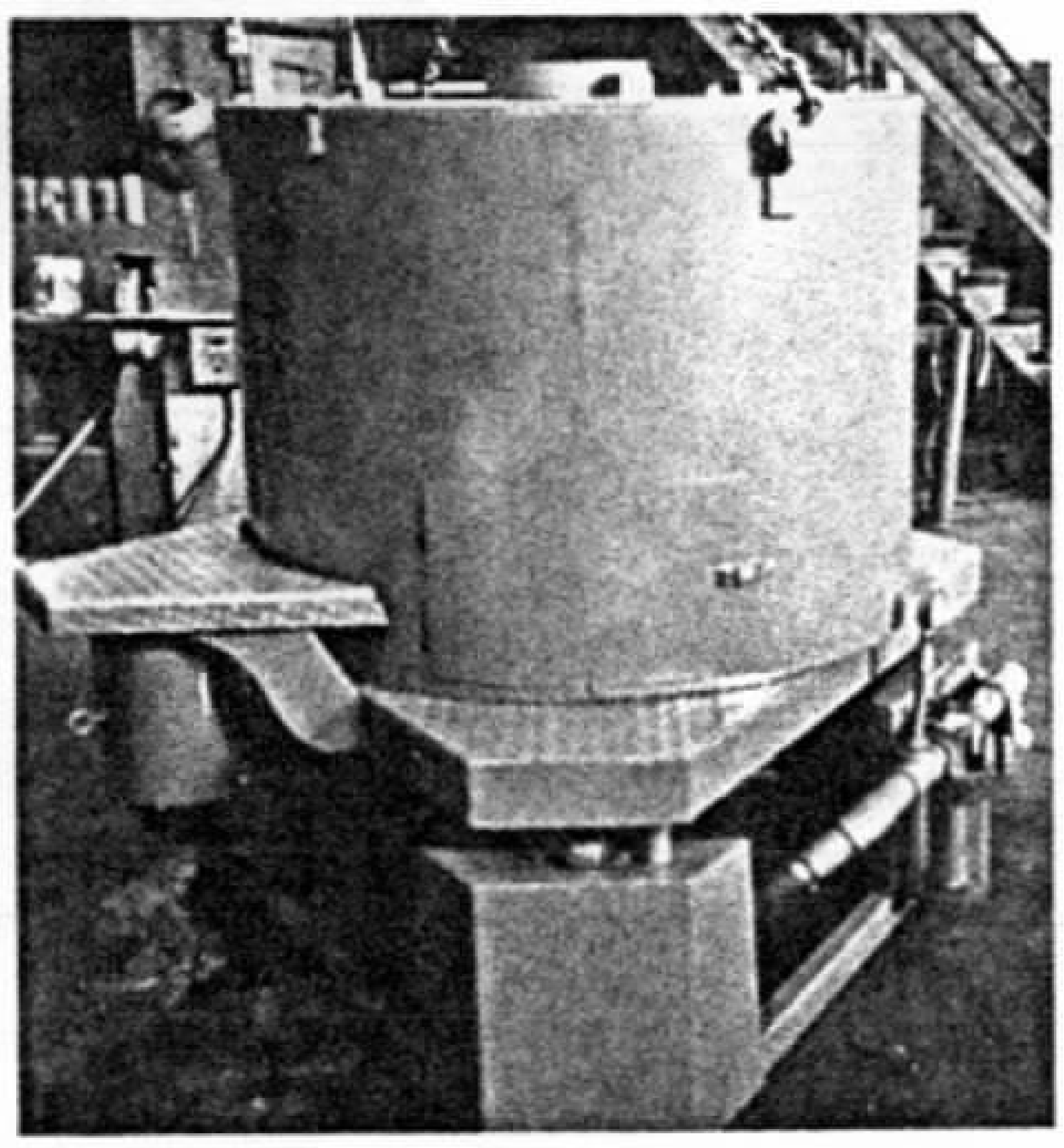
Outside view of Manufacturing Plant.

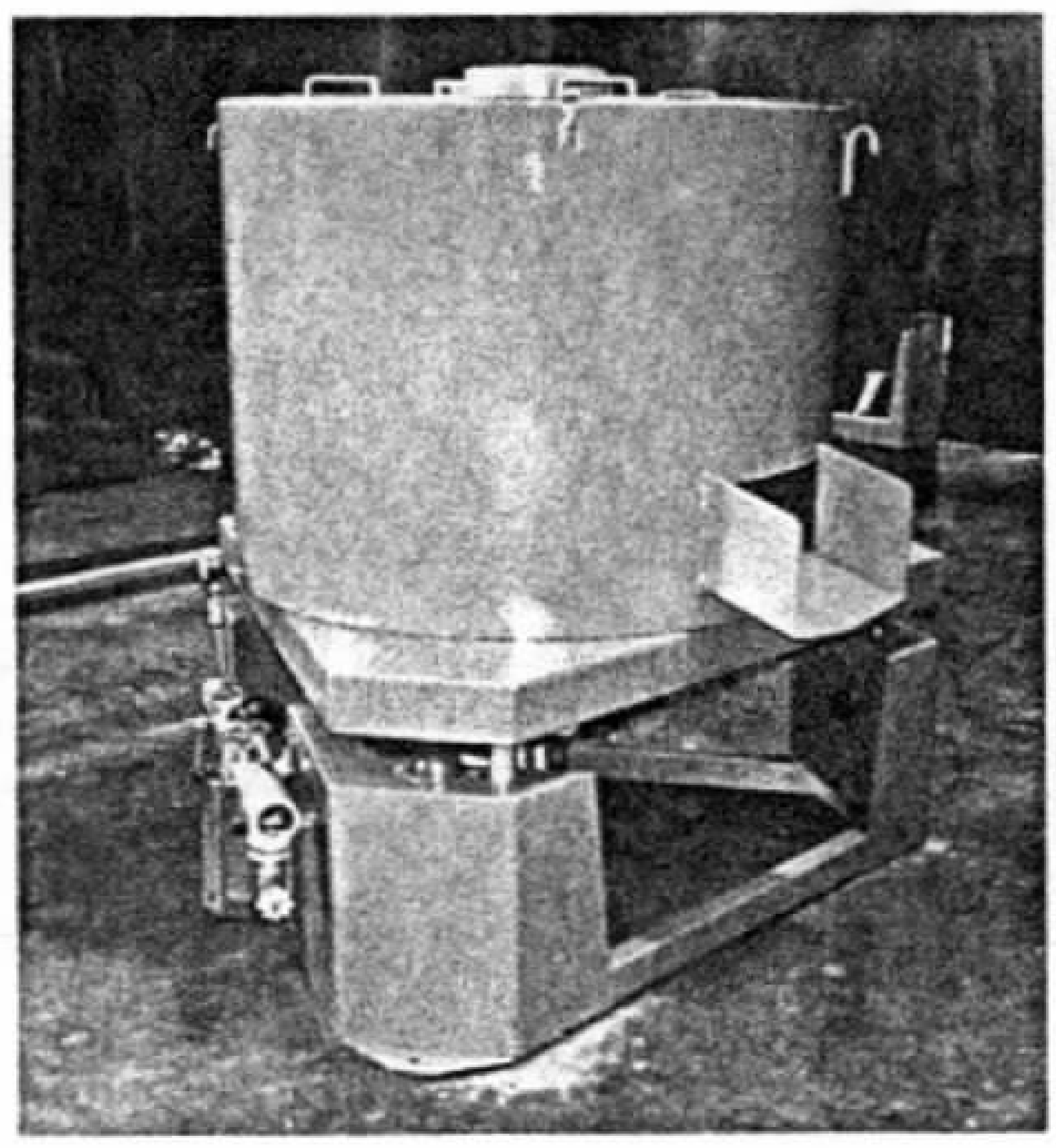


A Concentrator under construction. (Left foreground, a 12" Concentrator and on right, a 30" Concentrator).

AND CONTINUES IN THE MACHINE



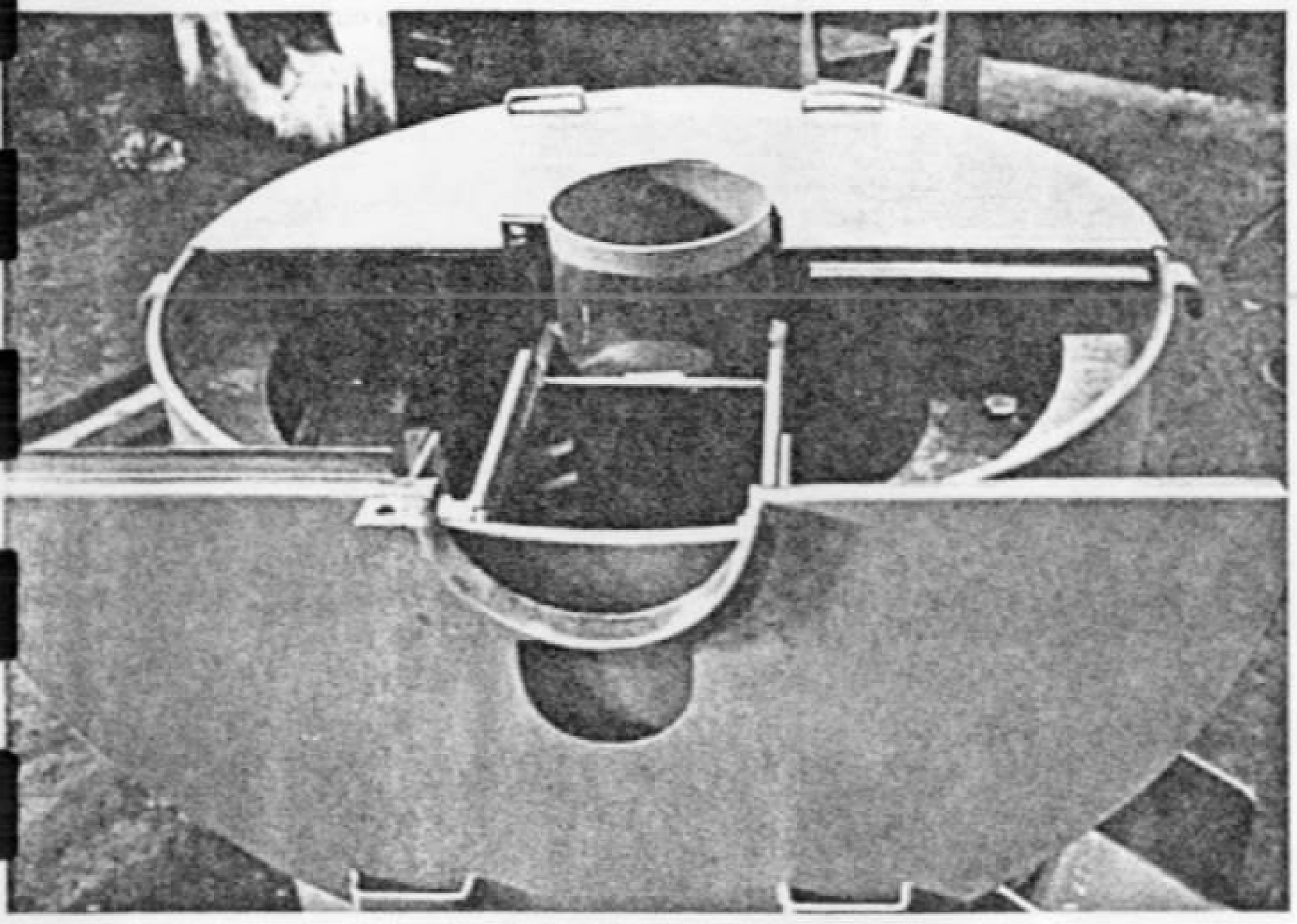




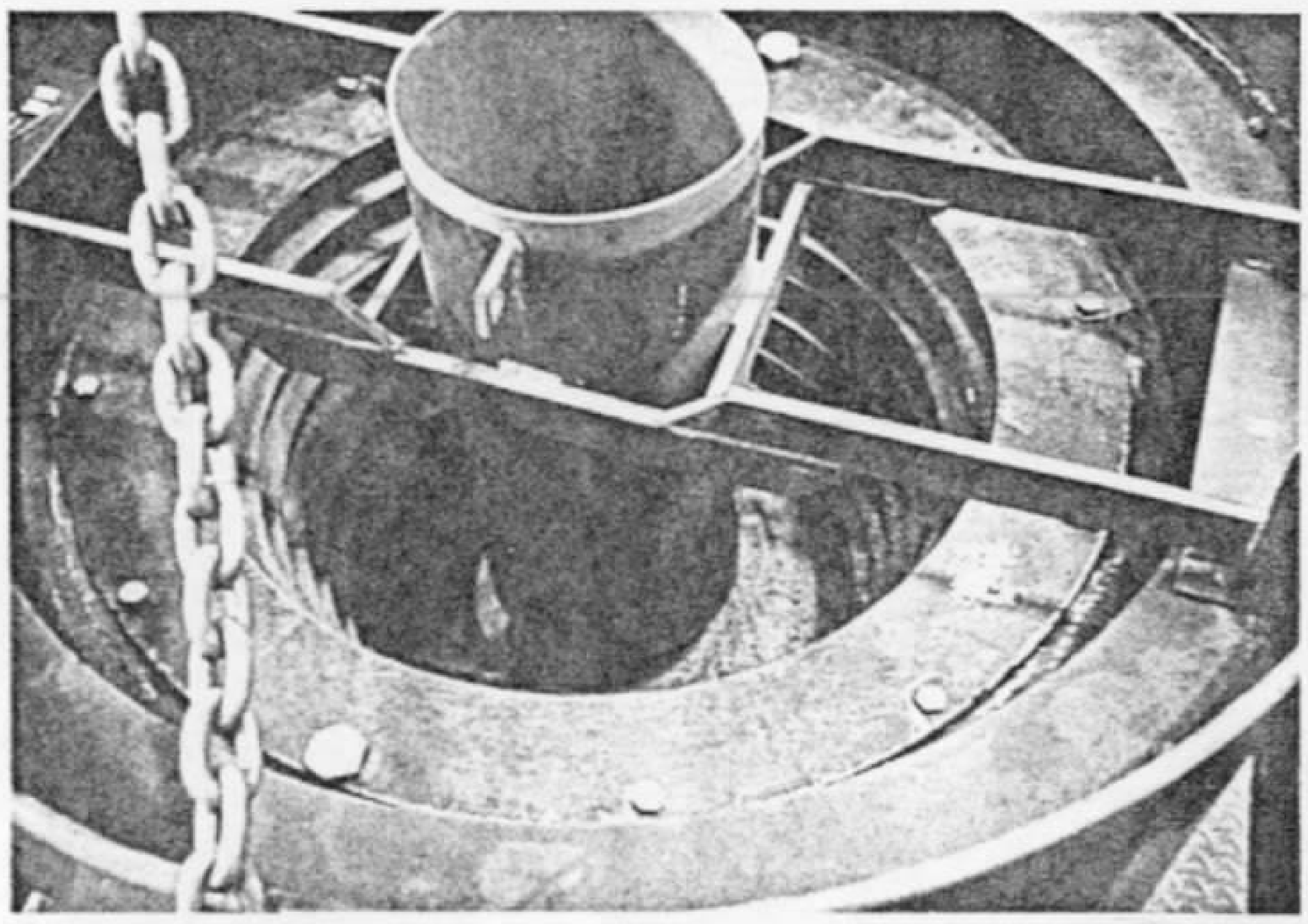
Using heavy gauge and stainless steel, the ***KNELSON** CONCENTRATOR is a precisely engineered trouble-free piece of equipment. It's very tolerant of abuse — (gross over-feeding or power failures) — is self-contained and compact, requires no special skills to get top performance, is not labor intensive and operates on a one-pass basis that produces excellent recovery efficiency.

With low maintenance cost, a ten minute daily clean-up, the ***KNELSON** CONCENTRATOR can handle up to 25 cubic yards per hour (1/4 minus), uses a 7½ h.p. 3-phase motor, requires less water than conventional sluicing, takes up a 5 foot cube of space, and is supported on vibration absorbing mounts to produce a smooth quiet operation.

The RECOVERY EFFICIENCY is INTENTIONAL. . . not accidental



Both halves of the cover are mounted for easy quick access.



The patented cone is enclosed in a water jacket and rotates with high G. force.

HOW IT WORKS:

The ****KNELSON*** CONCENTRATOR is essentially a high speed ribbed rotating cone with a drive unit. Water-suspended gravel is introduced into the unit through the centre pipe. The heavier materials are trapped by the ribs in the cone while the lighter material is carried over the rim of the cone. Compaction of trapped material is prevented by enclosing the cone in a water jacket and injecting water through graduated perforations in the cone wall. Injected water fluidizes the trapped material so that it is always loose enough for gold particles of even "flour" sizes to penetrate under the influence of very high G. forces and the unit constantly trades off light material for heavy material thereby enriching the concentrate.

Collection of the concentrate is accomplished by flushing with water through a drain hole in the bottom of the cone usually at the end of a ten hour shift.

RANGE OF APPLICATIONS:

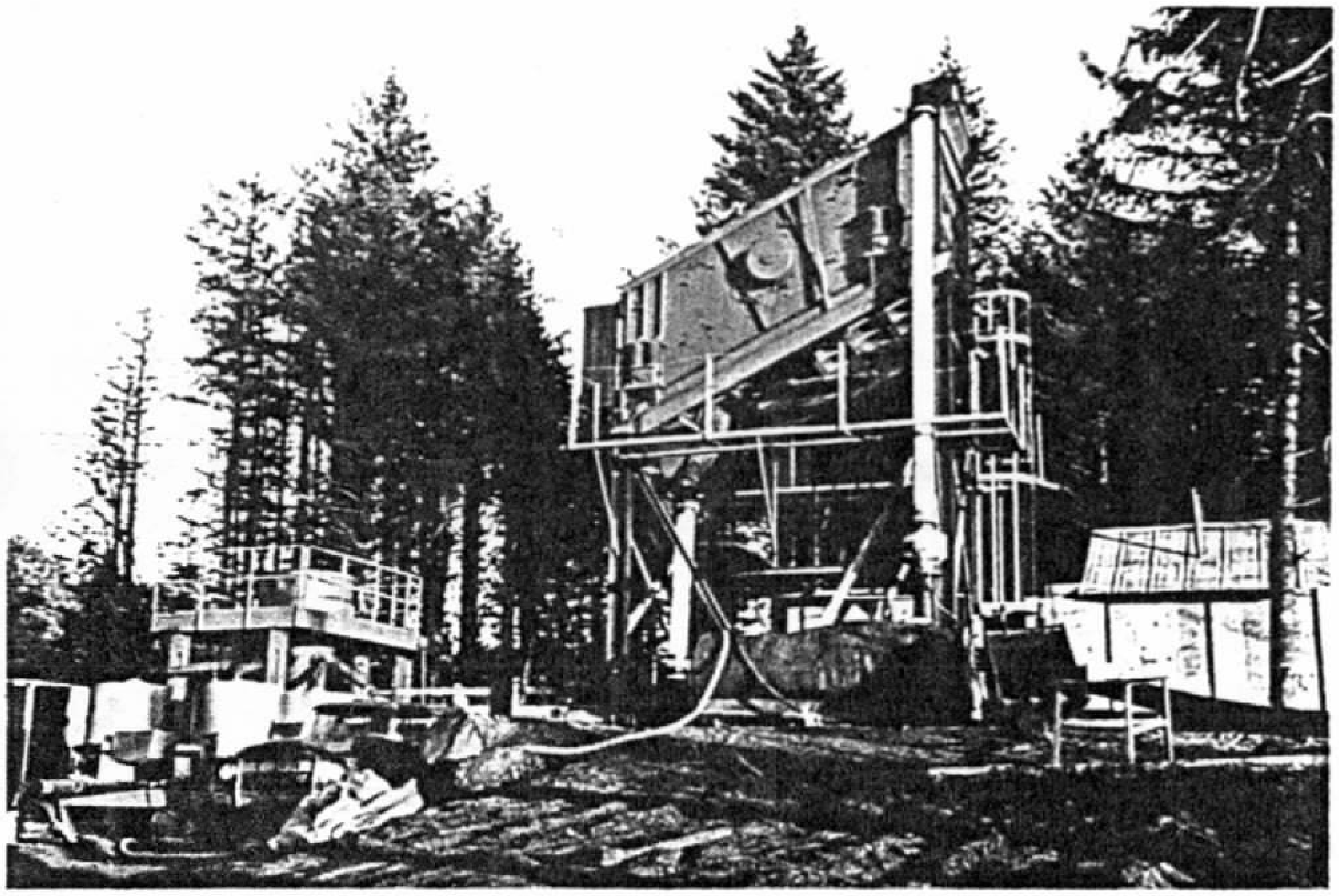
The ****KNELSON*** CONCENTRATOR is ideally suited for gold placers containing course and/or extremely fine gold flakes or particles. Deposits that were formerly uneconomic can now become highly profitable. The concentrator has a phenominal recovery rate on flat and platy gold regardless of size.

Additionally, the ****KNELSON*** CONCENTRATOR can often be inserted into the system in a gravel pit operation and greatly enhance the pit's profitability.

It can also be used with lode deposits where grinding or impact milling of ore will release the valuable heavy material (so called free milling gold). Excellent results are possible.

And it is prudent to investigate the installation of the ****KNELSON*** CONCENTRATOR in the tailings circuit of existing gravity and/or flotation operations.

The RECOVERY EFFICIENCY is both FIELD and LAB Tested



At left is a multi-unit installation owned by Alaska Mining & Processing Inc. located at Cape Yakataga, Alaska. The installation (seen at left of picture) is a bank of six 30″ units and one 12″ unit.

NOTE: In this instance the 12″ unit is used for reconcentrating the concentrates from the six 30″ units.

Extracted comments from an engineer's report: (Full report available on request).

"An investigation to determine the relative performance of four gold concentrating devices has been completed. The feed material was split by random bag selection and parallel tested on three wet-gravity concentrating devices. . . and a proprietary dry concentrating device. Results of the evaluation are tabulated below".

Concentrating Device	Computed Feed au content oz/ton	Total Recovery Percentage	Free Gold Recovery
Knelson Concentrator	0.013	88.7	95.0
Reichert Mark VII Portless Spiral	0.011	83.3	91.3
Deister Slime-Deck Shaking Table	0.019	70.0	73.8
Proprietary Dry Concentrator	0.014	66.1	—

More comments:

"The Knelson Concentrator offers high volume production. It is non-labor intensive and adaptable to a great variation in field conditions."

C. T. Pasieka, P.Eng., Kamloops, B.C.

"These machines are the final answer as far as I'm concerned. You just can't argue with 60 g's of centrifugal force."

Bill Wilkinson, Owner/Operator

Finally, from Mr. Knelson himself:

"Gold recoveries are no less important to us than they are to you. Extensive research coupled with field and lab testing underscores our conviction the machine performs as we say it does."

Lee-Mar Industries Ltd.,
R.R. #11 20313 - 86th Avenue,
Langley, B.C. V3A 6Y3
Ph. (604) 888-4000
Ph. (604) 421-3255

Byron Knelson
President.

Peter Nelson
Sales Engineer.

LITHOGRAPHED IN CANADA BY THUNDERBIRD PRESS LTD. 53L

LEE-MAR INDUSTRIES LTD.

20313 - 86 Avenue, R.R. #11, Langley, B.C. V3A 6Y3

Telephone: 888-4000

Please consider the following information regarding the KNELSON CONCENTRATOR:

All material fed into the Knelson Concentrator must be reduced to ¼" minus for the Thirty Inch and Twelve Inch Units and in some cases to 1/8" minus for the Six Inch Unit.

Infeed is simply a 10" opening into which a smaller pipe is suspended without touching the concentrator. The reason for this is that the machine does have some minimal vibration so infeed cannot be fasteneed solid to the unit.

Water for back pressure is fed in via a 2" hose. Each 30" concentrator requires approximately 400 gallons per minute of total water; i.e. 100 gals/min. back pressure, 300 gallons coming in with slurry feed.

The following figures we consider maximum feeds:

30" concentrator - 30 yds/hr ¼" minus
12" concentrator - 4 yds/hr ¼" minus
6" concentrator - ¼ yd /hr ¼" minus

Recovery rates will vary from property to property depending on type, size and density of gold and/or platinum. However, we have not seen anything yet that we could not recover in the high 90%.

The amounts of concentrates retained by each unit are as follows:

30" concentrator - approximately 160 lbs.
12" concentrator - approximately 30 lbs.
6" concentrator - approximately 5 lbs.

Depending on location and material, the period of running before cleanup we estimate to be 10 hours or once per shift approximately. Time required for cleanup is approximately 10 minutes per unit.

To our knowledge, the Knelson Concentrator is the only unit on the market which will effectively trade off black sand and keep virtually all of the gold. This is unlike the horizontal spinner-type concentrator or single walled vertical cones which must be cleaned up immediately that black sand shows in the tailings; otherwise fine gold loss is imminent in all other types of concentrators.

LEE-MAR INDUSTRIES LTD.

20313 - 86 Avenue, R.R. #11, Langley, B.C. V3A 6Y3
Telephone: 888-4000 or (604)421-3255

Dear Sir:

The following is the information you requested regarding the Knelson Concentrator:

Model	Weight	Height	Width	Length	Feed Size	Electric Motor
6"	200 lbs	26"	24"	30"	¼ minus	½ H.P.
6" lightweight	120 lbs	26"	24"	30"	¼ minus	½ H.P.
12"	225 lbs	32"	32"	36"	¼ minus	1 H.P.
20"	1100 lbs	56"	54"	54"	¼ minus	5 H.P.
30"	1700 lbs	62"	5'	5'	¼ minus	10 H.P.

Water (approx) With slurry/	Back pressure	Feed Capacity	Price (Canadian)
6" 20 gpm	15 gpm	-¼ Ton/hr	$ 6,750.00
6" lightweight 20 gpm	15 gpm	-¼ Ton/hr	5,900.00
12" 40 gpm	25 gpm	3 Yds/hr**	13,500.00
		**less when reconcentrating	
20" 100 gpm	75 gpm	10 Yds/hr	19,700.00
30" 250 gpm	150 gpm	25 Yds/hr	27,500.00

Rotating Water Screen for Production units (2-30" or more) 4,000.00

Power can be of your choice, single phase or three phase, from 110 to 480 volts.

I am including with the brochure some reports from the Colorado School of Mines and one from an individual for your perusal.

Please contact us if you wish to discuss our units further.

Yours truly,

LEE-MAR INDUSTRIES LTD.

B.V. Knelson

BVK/lk

DISCUSSION

The sponsor provided a total of 1,500 lb in 50-lb bags of prepared -1/8 in. (~6 mesh Tyler) feed material. Three wet-gravity concentrating devices were evaluated at CSMRI: 12-in.-diam Knelson hydrostatic concentrator, Reichert Mark VII portless spiral, and half-size Deister slime-deck shaking table. Each device was fed 500 lb of the prepared feed material which resulted in a concentrate and tailing product.

The concentrates were amalgamated and the amalgam concentrates, after nitric acid dissolution, were fire assayed in total to determine the recoverable free gold content. A sample of each tailing was amalgamated, and the amalgam concentrates similarly analyzed. The resulting amalgamation tailings were sampled and fire assayed.

A visual examination of the gold contained in the feed showed that the gold was largely -65 +200 mesh particles.

KNELSON HYDROSTATIC CONCENTRATOR

The Knelson hydrostatic concentrator (a 12-in.-diam unit) was operated at 15 psi. Results of the evaluation are presented in Table 1.

TABLE 1

Summary of Results for Knelson Hydrostatic Concentrator Test (500 lb feed weight)

Product	Weight %	Au Analysis oz/ton	Au Analysis mg	Au Distribution % Total Au	Au Distribution % Free Au
Feed (computed)	100.0	0.013	102.1	100.0	100.0
Tailing	95.8	--	--	(11.3)	--
Amalgam Concentrate	--	--	4.09	4.0	0.5
Amalgam Tailing	--	0.001	7.41	7.3	--
Concentrate	4.2	--		(88.7)	--
Amalgam Concentrate	--	--	78.1	76.4	95.0
Amalgam Tailing	--	0.038	12.5	12.3	--

The data show that the Knelson unit recovered 88.7% of the total gold and 95.0% of the free gold. The Knelson concentrate represented 4.2% of the feed weight, however, it should be noted that due to the batch nature of the unit, the concentrate weight percent will be lessened as the amount of processed feed material is increased.

REICHERT MARK VII PORTLESS SPIRAL

The Reichert Mark VII portless spiral was tested at a feed rate of ~2.4 tons of dry solids per hour and at a feed pulp density of ~45% solids. A small quantity

Colorado School of Mines Research Institute

P.O. BOX 112 • GOLDEN, COLORADO 80401
PHONE (303) 279-2581 • TWX 910-934-0194 • CSM Res Gldn

The following is a copy of a report prepared for an unidentified CSMRI sponsor.

Dear Mr. Sponsor:

An investigation to determine the relative performance of four gold concentrating devices has been completed. This work was authorized by you on September 10, 1982.

The objective of the work was to determine relative gold beneficiation performances of a Knelson hydrostatic concentrator, a Reichert Mark VII portless spiral, a Deister slime-deck shaking table, and a proprietary dry-type concentrator. To this end, 1,500 lb of -1/8 in. prepared feed was provided by the sponsor for parallel testing on the Knelson, Reichert, and Deister units at the CSMRI, Golden, Colorado facilities. A CSMRI representative observed testing of the proprietary machine on material reported to be from the same source as that tested at CSMRI.

SUMMARY

The feed material was split by random bag selection, and parallel tested at CSMRI on three wet-gravity concentrating devices. A fourth split of the same feed material was tested on a proprietary dry concentrating device at a site north of Denver, Colorado. All sample preparation and product evaluation by a combination of fire assay and amalgamation were conducted by the Research Institute. Results of the evaluation are tabulated below.

Concentrating Device	Computed Feed Au Content oz/ton	Total Au Recovery %
Knelson Hydrostatic Concentrator	0.013	88.7
Reichert Mark VII Portless Spiral	0.011	83.3
Deister Slime-Deck Shaking Table	0.019	70.0
Proprietary Dry Concentrator	0.014	66.1

(i.e., <1.0 wt %) of tramp oversize +6 mesh material was screened out of the feed material to ensure proper operation of the spiral. Results of the spiral evaluation are presented in Table 2. Messrs. Tom Ferree and Cliff Robinson, who represent the spiral manufacturer, were present and participated in the testing of this device.

TABLE 2

Summary of Results for Reichert Mark VII Portless Spiral Test (500 lb feed weight)

Product	Weight %	Au Analysis oz/ton	Au Analysis mg	Au Distribution % Total Au	Au Distribution % Free Au
Feed (computed)	100.0	0.011	82.5	100.0	100.0
Tailing	94.6	--	--	(16.7)	--
Amalgam Concentrate	--	--	6.44	7.8	8.7
Amalgam Tailing	--	0.001	7.36	8.9	--
Concentrate	5.4	--	--	(83.3)	--
Amalgam Concentrate	--	--	67.9	82.3	91.3
Amalgam Tailing	--	0.002	0.841	1.0	--

The data show that the Reichert unit recovered 83.3% of the total gold and 91.3% of the free gold. The spiral concentrate represented 5.4% of the feed weight.

DIESTER CONCENTRATING TABLE

The feed material to the Deister shaking table was screened to reject the +6 mesh tramp oversize material which amounted to less than 1.0 wt %. The feed was hand fed to a half-size Deister shaking table fitted with a slime deck. Operating conditions were set; 0.25 in. stroke and 280 strokes per min. The feed rate was approximately 650 lb/hr. Two table tailing samples were evaluated by amalgamation and fire assay; the results were similar. Results of the shaking table evaluation are presented in Table 3.

The data show hat the shaking table recovered 70.0% of the total gold and 73.8% of the free gold. The weight percent reporting to the concentrate was only 0.5%, which represented the highest upgrade ratio achieved by the four concentrating devices.

TABLE 3

Summary of Results for Shaking Table Test
(500 lb feed weight)

Product	Weight %	Au Analysis oz/ton	Au Analysis mg	Au Distribution % Total Au	Au Distribution % Free Au
Feed (computed)	100.0	0.019	148.6	100.0	100.0
Tailing	99.5	--	--	(30.0)	--
Amalgam Concentrate	--	--	36.9	24.8	26.2
Amalgam Tailing	--	0.001	7.7	5.2	--
Concentrate	0.5	--	--	(70.0)	--
Amalgam Concentrate	--	--	104.0	70.0	73.8
Amalgam Tailing	--	0.001	0.043	<0.1	--

PROPRIETARY DRY CONCENTRATING DEVICE

Testing of the proprietary dry concentration device was done at an engineering facility north of Denver in the presence of Mr. D. Erik Spiller (author) who represented CSMRI. The feed to the test was reportedly the same as that provided by the sponsor to CSMRI for the wet-gravity testing. Bags which contained the feed material had been damaged and certain spillage occurred. On-site hand screening of the remaining feed material at 1/8 in. resulted in the rejection of agglomerated oversize material.

A sample of the dry separator tailing was evaluated by amalgamation (as with the wet-gravity devices) and found to contain an inordinantly high amount of free gold, 0.20 oz/ton. This appeared to be an anomaly as it was not consistent with the free gold content of the other three feed samples. The discrepancy was attributed to a random flake of free gold which happened to be contained in the amalgamation feed sample. A second sampling of the tailing was made and fire assayed, using a 5-assay ton procedure. The high free gold content was not confirmed. No additional tailing amalgamation evaluation was done due to time and funding restraints. Therefore, the resulting performance data, see Table 4, does not include free gold recovery data.

The data show that the proprietary dry concentrating device recovered 66.1% of the total gold in 3.2% of the feed weight.

TABLE 4

Summary of Results for Proprietary Dry Concentrator Test (455.5 lb feed weight)

Product	Weight %	Au Analysis oz/ton	Au Analysis mg	Distribution % Total Au
Feed (computed)	100.0	0.014	97.6	100.0
+1/8-in. Reject[1]	6.8	0.0		
Tailing[2]	90.0	0.005	33.1	33.9
Concentrate	3.2	--		(66.1)
Amalgam Concentrate	--		61.1	62.6
Amalgam Tailing		0.015	3.42	3.5

[1] For calculation purposes this material was assumed to contain no gold values.

[2] Based on 5-assay ton fire assay.

This report completes the currently authorized work on this project. Unless otherwise instructed, all remaining sample materials will be disposed of after 30 days from the date of this report.

CSMRI participated in this project by incurring certain engineer costs; approximately $1,000.00, throughout the evaluation of all four concentrating devices. Through mutual agreement with the sponsor, data from this evaluation are considered to be the property of both the sponsor and CSMRI. As such, CSMRI may use the resulting data both verbally and in printed manner relating to gold beneficiation studies at CSMRI.

We have enjoyed this opportunity to work with you and shall be pleased to discuss any aspect of the work at your convenience.

Sincerely,

D. Erik Spiller
Senior Project Engineer
Process Division

Approved:

Earl L. Rau
Division Manager
Process Division

/psg

Lee-Mar Industries Ltd.,
2707 - Mountview Place
Burnaby, B.C. V3J 1E5

February 21st 1981

Dear Sir:

This is to advise that I was present and assisted in processing fifteen by five gallon containers of my sluice box concentrates obtained from my placer mining operation in the Yukon.

We ran these concentrates through the Knelson Hydrostatic Concentrator which reduced it to one five gallon container of heavy concentrate and two five gallon containers of one-quarter minus tailings, of which both were amalgamated.

The heavy concentrates produced 112.78 grams of gold and the tailings produced .4673 grams of gold thus resulting in a loss of only .4143 per cent.

I was very impressed with both the simplicity of the processing equipment and the gold recovery results, especially since the material was mine which had previously been picked over carefully and all nuggets removed. Also the material contained a certain amount of galena, tungsten and zirconium making it heavier than the average run of black sands, so that when hand panned the gold was very reluctant to separate and settle in the pan.

The Knelson Hydrostatic Concentrator successfully reduced my material from fifteen to one and still recovered almost all the gold.

I would recommend the addition of this equipment to any placer mining operation.

Yours truly,

Don McWilliams

Don McWilliams

Colorado School of Mines Research Institute

P.O. BOX 112 • GOLDEN, COLORADO 80402
PHONE (303) 279-2581 • TWX 910-934-0194 • CSM Res Gldn
CSMRI

November 11, 1982

CSMRI Project NP-828057

Mr. Byron Knelson, President
Lee-Mar Industries, Inc.
12707 Mountainview Place
Burnaby, B.C.
CANADA V3J 1E5

Dear Mr. Knelson:

An investigation designed to develop performance data for a Knelson hydrostatic concentrator has been completed. This work was authorized by you on August 18, 1982, at which time we discussed objectives of the investigaton.

The objective of the investigation was to develop basic performance data for a 12-inch dia. Knelson hydrostatic concentrator. In the course of the investigation, CSMRI personnel were expected to develop certain familiarity with the concentrating device. To this end a feed sample was prepared, processed, and the resulting products were analyzed by amalgamation.

SUMMARY

A 524-lb. sample containing 107.52 mg of gold, identified by mercury amalgamation and nitric acid dissolution of the amalgam concentrate, was processed through a 12-inch dia. Knelson hydrostatic concentrator. The contained gold particles were largely -48 +270 mesh (Tyler). The Knelson concentrate product represented 5.3% of the feed weight and contained 94.5% of the feed gold. Processing of the Knelson tailing through the device a second time brought the total gold recovery efficiency up to 98.3%.

DISCUSSION

A feed sample was prepared as follows. Tailing material from a previously conducted placer gold evaluation was acquired and analyzed for its free gold content by mercury amalgamation. The 524-lb. sample, -10 mesh (Tyler), was determined to contain 6.52 mg of gold whose particle size was unknown. An additional 101.9 mg of gold, largely -48 +270 mesh particles, was added to the sample. The added gold particles had been recovered by hand panning material from the banks of Clear Creek in Golden, Colorado. Thus, the feed sample to the Knelson test contained a total of 107.52 mg of gold.

The entire feed sample was processed through a 12-inch dia. Knelson hydrostatic concentrator operated at 17 psi of back pressure water. After being slurried in water to ~25% solids by weight, the feed was pumped to the unit at a rate of ~1000 lbs. per hour. This was not considered to be a maximum feed rate.

The weight of the concentrate product was 27.8 lbs. which represented 5.3 weight percent. Due to the batch nature of the unit, additional processing (i.e., larger feed sample) would result in a smaller weight percent distribution to the concentrate product. The concentrate product was amalgamated in total, and the resulting amalgam concentrate was subjected to nitric acid dissolution. The amalgam residue, considered to be gold for purposes of this report, weighed 101.6 mg. This computes to a gold recovery efficiency of 94.5%.

An effort was made to recover additional gold values by processing the Knelson tailing product through the concentrator a second time. In this second pass, the back pressure water was set at 4 psi. Again, the resulting concentrate was amalgamated in total and the amalgam residue, after nitric acid dissolution, was weighed; 4.12 mg. The combined gold recovery (amalgam residue) after two passes through the Knelson hydrostatic concentrator was 105.72 mg. This computes to a recovery efficiency of 98.3%.

The term gold has been used in this report to describe the particles recovered by gravity separation and as determined by the described amalgamation. Undoubtedly, the "gold" contained some silver which was not determined.

Our opinion is that the unit was a very effective concentrator for the gold values contained in the feed sample. Of course, concentration characteristics of the unit will change as a function of gold particle shape and the nature of the gangue mineral matrix. We suggest that appropriate samples be evaluated to predict performance for specific mining/processing applications.

This report completes the currently authorized work for Lee-Mar Industries. We are pleased to have provided these services to you and look forward to continued work with you in the future.

Sincerely,	Approved:
D. Erik Spiller	Earl L. Rau
Sr. Project Engineer	Division Manager
Process Division	Process Division

DES/dls

Colorado School of Mines Research Institute

P.O. BOX 112 • GOLDEN, COLORADO 80402
PHONE (303) 279-2581 • TWX 910-934-0194 • CSM Res Gldn CSMRI

February 23, 1983

CSMRI Project NP-820134

Mr. Leonard Kragness
Kantishna Mining Co.
4155 Darley
Boulder, Colorado 80501

Dear Mr. Kragness:

An investigation of gold recovery using a Knelson hydrostatic concentrator was completed for Kantishna Mining Co. during your visit to the Research Institute in December 1982. This letter will serve to document those results which were verbally transmitted to you on December 7, 1982.

The objective of the investigation was to determine the effectiveness of the Knelson concentrator in recovering gold values from "clean-up" tailings. The work scope was to conduct a Knelson unit test on this material and to evaluate the products by amalgamation.

The feed material for this investigation comprised the contents of four approximately 1-pt jars provided by Kantishna Mining Co. and identified as high-grade "clean-up" tailing material. All four jars appeared to contain similar black sand material which was typically -10 +100 mesh in size. The contents of all four jars were blended with 450 lb of barren -10 mesh placer sand.

The total blended sample was fed to a 12-in.-diam Knelson hydrostatic concentrator operated at 19 psi of back-pressure water. The feed rate was maintained below 1,000 lb/hr. The resulting concentrate was amalgamated in total. Hand panning was used to separate the amalgam from the amalgamation tailing. The resulting amalgam was subjected to nitric acid dissolution which produced a gold residue. The amalgamation procedure was repeated three times to ensure complete recovery of the contained gold values. A sample of the Knelson tailing product was also amalgamated to determine the presence and amount of gold values lost by the separator.

Results of the Knelson hydrostatic concentrator test is presented in the following table.

Product	Weight %	Au[1] g	Au Distribution
Feed (computed)	100.0	188.645	100.00
Concentrate	6.1	188.600	99.98
Tailing	93.9	0.045	0.02

[1] Determined by amalgamation. Note that amalgam residue (gold) contains certain diluents such as silver.

The data show that the Knelson hydrostatic concentrator was extremely effective in recovering the gold values present in the Kantishna Mining Co. "clean-up" tailings. The unit recovered 99.98% of the Au in 6.1% of the feed weight. Due to the semibatch mode of operation, a higher upgrade ratio could probably be achieved simply by processing more feed material prior to shutdown and concentrate clean out.

We are pleased to have been able to provide these test services to you. Please contact us should you have any questions regarding this investigation. In addition, as we discussed during your visit to the Research Institute, we look forward to the possibility of working with you next season to establish additional operating performance data for Kantishna Mining, Co.

Sincerely,

D. Erik Spiller
Senior Project Engineer
Process Division

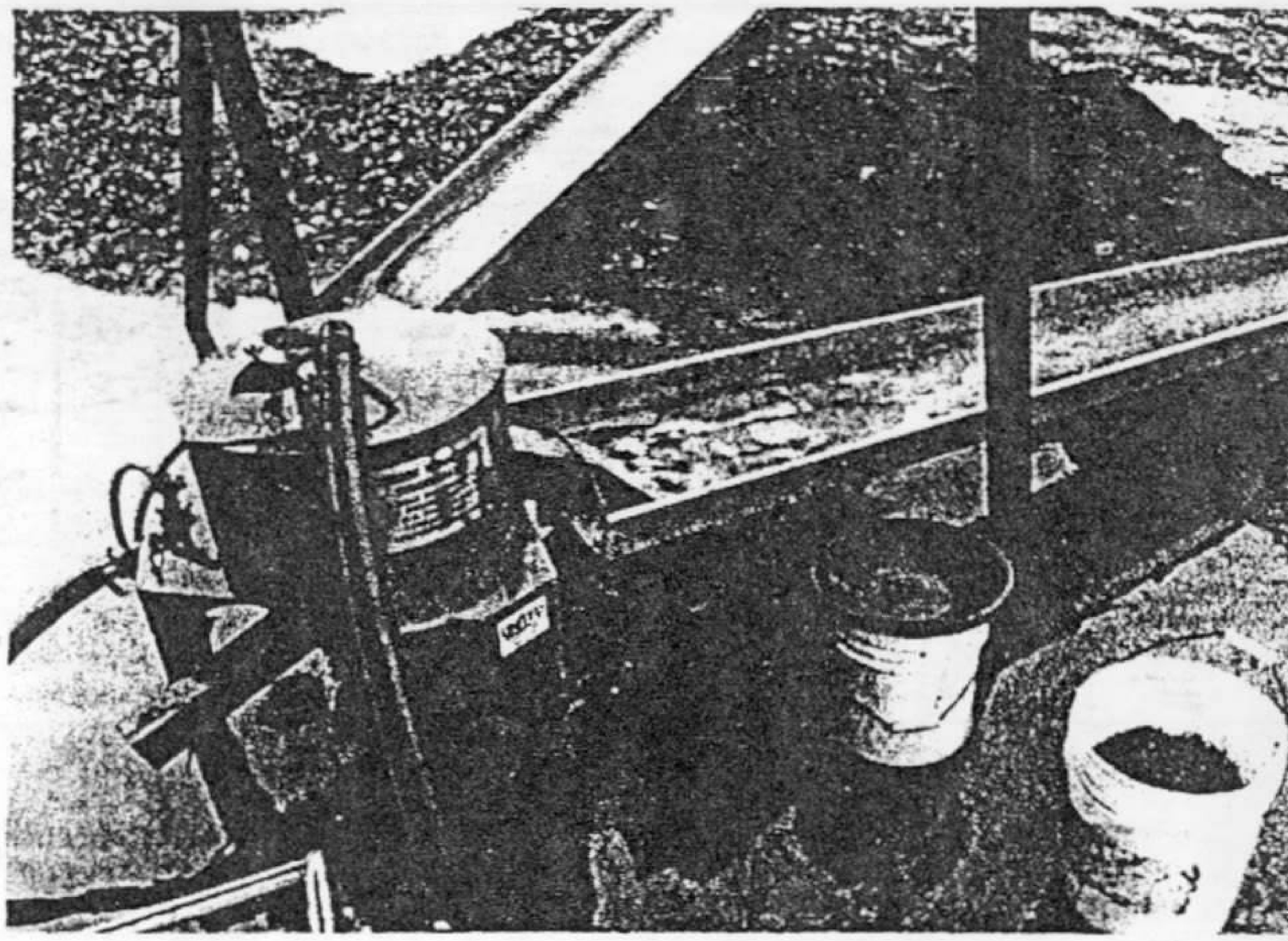
Approved,

Earl L. Rau
Division Manager
Process Division

/psg

cc: Dr. John Hayhurst

THE AMAZING KNELSON CONCENTRATOR



by Stewart McClure

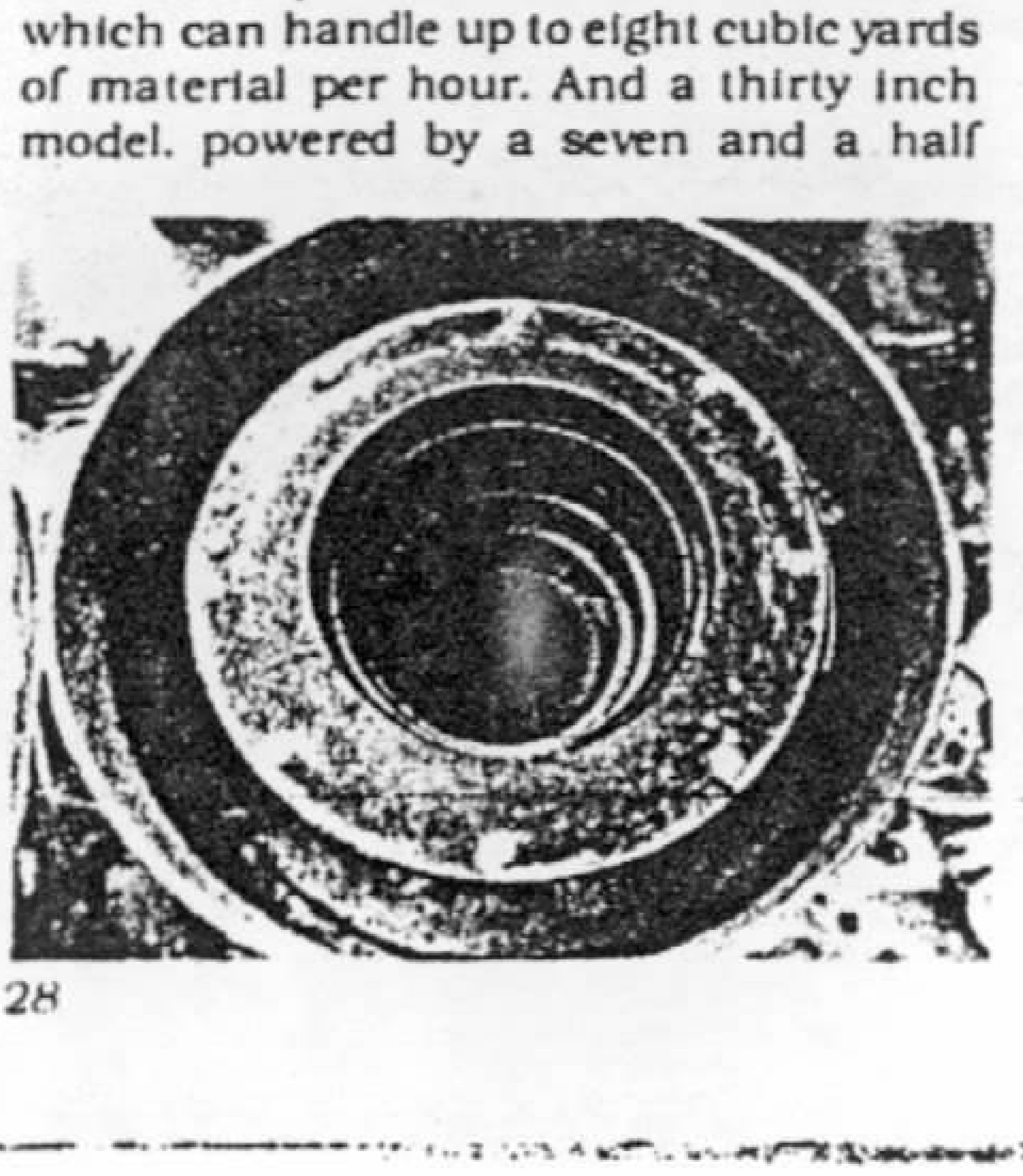
The Knelson Concentrator is a newly introduced gold recovery system. It is so efficient that it is revolutionizing the gold mining industry. It has recently been deemed, by the Colorado School of Mines, as one of the most efficient gold recovery systems ever produced.

Using heavy gauge and stainless steel, the Knelson Concentrator is a precisely engineered trouble-free piece of equipment. It is very tolerant of abuse, is self-contained and compact, and requires no special skills to get top performance. It operates on a one-pass basis that produces excellent recovery efficiency.

The Knelson Concentrator is essentially a high speed ribbed rotating cone with a drive unit. Water-suspended gravel is introduced into the unit through a center pipe. The heavier materials are trapped by the ribs in the cone while the lighter materials are carried over the rim of the cone to fall into the tailings pile. Compaction of trapped material is prevented by encasing the cone in a water jacket and injecting water through graduated perforations in the cone wall. The injected water fluidizes the trapped material in order to keep it moving freely enough for gold particles, of flour size and larger, to reach the outer-most portion of the ribbed cone. This is done by means of a centrifugal force of approximately 60 G's. This system will constantly trade off light material for heavy material, thereby enriching the concentrate.

Cleanup is very easy. The concentrate is flushed through a drain hole, at the bottom of the cone, into a five-gallon bucket. This is usually done at the end of a ten hour shift. The whole cleanup process takes about three minutes. This process can save on operation many man hours of labor.

There are three sizes of Knelson Concentrators available to the public (they are measured by the cones diameter). There is a six inch model which can handle about three cubic yards of material per hour. A twelve inch model which can handle up to eight cubic yards of material per hour. And a thirty inch model, powered by a seven and a half horse power three-phase motor, which handles up to twenty five cubic yards of quarter minus material per hour. All three require less water than conventional sluicing, take up very little space, and are supported on vibration absorbing mounts to produce a smooth quiet operation. You can also have them mounted on a trailer for easy towing.



This summer I went on the Alaska trip with George and the guys. We had heard about the Knelson Concentrators efficiency from Gene Brooks (the club's assayer), so we decided to purchase a twelve inch model for our main operation. The operation consisted of a sluice box with a hopper box at its head. We fed the sluice with gravel from our bucket tractor. The gravel fell through the hopper and over some riffles in the sluice to catch any sizeable nuggets. From there most of the quarter minus material fell through a punch plate with quarter inch holes. The material then traveled through a water pressurized hose into the Knelson Concentrator where the unique process commenced (see pictures).

Being curious about the Knelson Concentrator, I did some research and found out that the Colorado School of Mines Research Institute spent some time testing it. They found it to have an average of 98.3% gold recovery.

Their report states that:

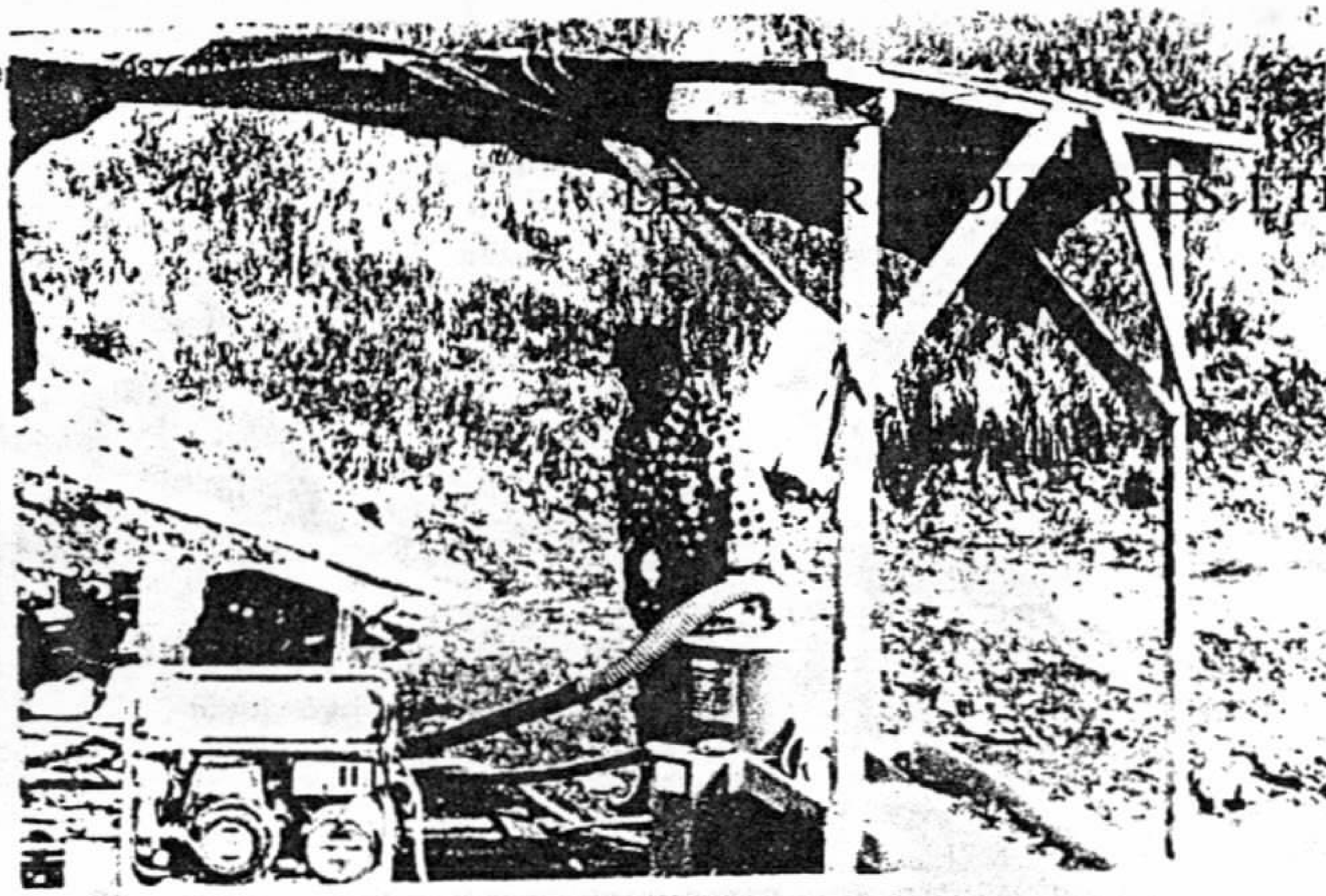
SUMMARY

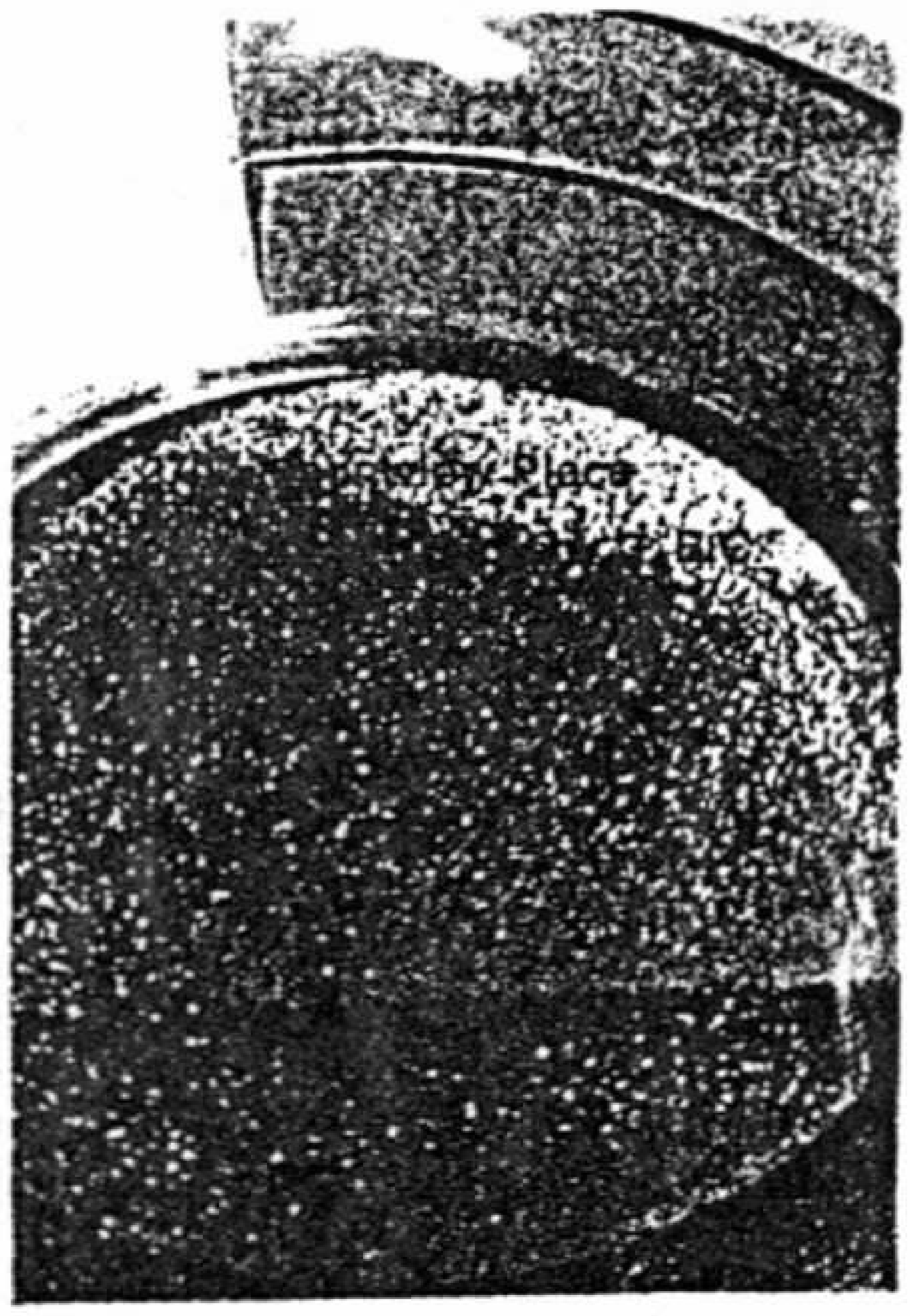
"A 524-lb. sample containing 107.52 mg of gold, identified by mercury amalgamation and nitric acid dissolution of the malgam concentrate, was processed through a 12-inch dia. Knelson hydrostatic concentrator. The contained gold particles were largely -48+270 mesh (Tyler). The Knelson concentrate product represented 5.3% of the feed weight and contained 94.5% of the feed gold. Processing of the Knelson tailing through the device a second time brought the total gold recovery efficiency up to 98.3%.

Our opinion is that the unit was a very effective concentrator for the gold values contained in the feed sample."

Despite the favorabe findings of the Colorado School of Mines, I decided to test the Knelson Concentrator myself. I set a sluice box behind the tail race of the unit to see if we were losing any gold. After a days run, I found about ten cents worth of gold. The concentrator contained over an ounce in gold. That's better than 99%

Taking a closer look inside.





recovery. To satisfy myself even more. I ran the test two more times and always came up with the same fantastic results. Six weeks of working with the Knelson Concentrator had me convinced of its efficiency.

Many marketed recovery systems average around 90% gold recovery, but you have to feed them with a teaspoon. The Knelson Concentrator is a hog and takes as much material as you can feed it.

Next summer we are going to set up a couple of Knelson Concentrators on the beaches of Nome. Since concentrate levels are so high, in the sand, the units will be ideal for this type of work. I have done a good deal of testing of the Nome beach sand and it runs about $140.00 per cubic yard. If you shovel six cubic yards of material into the Knelson Concentrator, it would amout to $840.00. Not bad for a days work.

At our last Easter outing at Stanton, Gene Brooks set up a six inch Knelson Concentrator. "Digger Doug" (Stanton caretaker) said that he had some gold bearing gravel that yielded $3.00 per cubic yard. Gene ran a good amount of this material through the concentrator. He found that it was not worth $3.00 but that it was worth $30.00 per cubic yard.

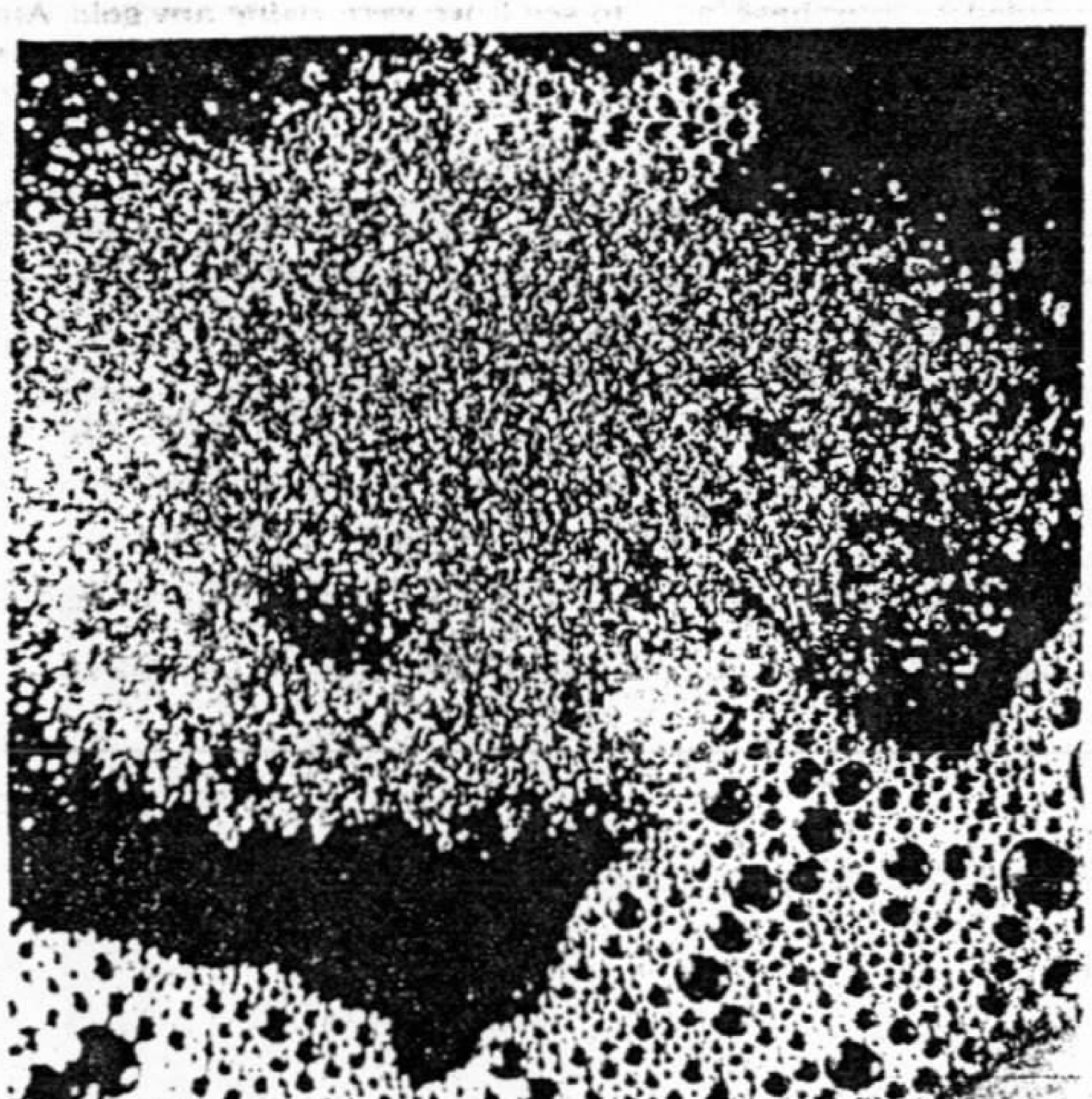
The Knelson Concentrator can be used in conjunction with dredging, extracting gold from impact milling of gold ore, and just about any aspect of gold mining. It is for the weekend gold hobbyist as welll as the larger gold companies.

In all of my gold mining experiences, I have not seen nor used a more efficient gold mining processing machine. It is truly a marvel of modern technology.

For more information about the Knelson Concentrator contact Gene Brooks at (619) 244-8153 or write to Stewart McClure — 2205 Green Canyon Rd., Fallbrook, CA 92028.

Top (preceding page): The Knelson Hydrostatic Centrifuge in operation on the Casa-Alaska, '83.

Top Left: Gene Brooks tends the operation. Right and Botton left: Flour gold extracted—gold recovery efficiency up to 98.3%. Bottom Right: The author of this editorial, Stewart McClure.



RECOVERY OF FINE GOLD BY

KNELSON HYDROSTATIC CONE AND

COMPOUND WATER CYCLONE TECHNOLOGIES

BY

CECIL M. URLICH, P.Eng.

OF

REIMCHEN URLICH GEOLOGICAL ENGINEERING

FOR

THE 4TH ANNUAL RMS-ROSS SEMINAR

ON PLACER GOLD MINING

VANCOUVER, BRITISH COLUMBIA, CANADA

FEBRUARY 6 TO 9, 1984

February 1984
File 100-03

INTRODUCTION

Our past work in the assessment and development of placer properties often led to evaluations of concentrators that can economically recover fine gold. The term "fine gold" has been loosely applied by the placer industry to gold particles smaller than somewhere between the 40 and 100 mesh (420 and 149 microns) sizes.

It is known that much fine gold is lost in sluice box, shaking table and other commonly used methods of concentration and recovery. For example, at one Yukon property we estimated that between 26 and 38% of the total feed gold was being lost to tailings. Similar losses in other operations have been verified by previous speakers. We are presently involved in evaluating and testing Triangle Ventures Ltd.'s Sombrio Point deposit on Vancouver Island where 100% of the gold can be classified as fine.

Recovery of fine gold particles in sluicing and tabling operations is adversely affected by surface tension when particles suspended in water are exposed to air. We have observed fine gold to float in moving and still water. Forces that cause these particles to float or to remain in suspension can be overcome by centrifugal accelerations imparted to the particles as they pass through specially designed concentrators.

Two centrifugal concentrators that we consider to be among the best developed for recovering fine gold are the Knelson Hydrostatic Cone and the Compound Water Cyclone.

During late 1982 and early 1983, the Colorado School of Mines Research Institute (CSMRI) completed a series of tests on a 12-inch cone to determine its efficiency. The performance of the cone was compared with that of a Reichert Mark-7 Spiral and a half-size Deister Table. Feed gold reportedly ranged from the 65 to 200 mesh sizes, which are within the fine gold range. Results showed that the Knelson unit achieved the best concentration by recovering 88.7% of the total gold and 95% of the free gold.

Further processing by CSMRI of feed reportedly containing 48 to 270 mesh gold produced a concentrate containing 94.5% of the free gold. Processing of the tailings a second time increased the total recovery to 98.3%. Subsequent tests by CSMRI on cleanup tailings supplied by Kantishna Mining Company of Colorado resulted in the recovery of 99.98% of the feed gold.

It should be noted that the performance in recovering gold finer than the sizes reported in the feed is unknown, simply because it is not known to start with hown much finer gold actually existed. Furthermore, all gold values, feed and concentrate were determined by amalgamation. And it is known that amalgamation is limited in its ability to recover gold finer than the 70 mesh size, gold bound up in compound form, and gold coated with organics. However, the CSMRI work showed that the Knelson cone is an extremely efficient concentrator of fine gold, and better in performance than other units that were tested.

Our experience with the Knelson cone includes testing of the Sombrio Point property and mining operations near Princeton and Atlin. Sombrio work showed that the 6-inch unit did tail black sand without losing significant amounts of gold. Princeton work with the 12 and 30-inch cones again showed that large amounts of black sands were tailed. However, our laboratory tests showed that 96 to 99% of the feed gold was recoverable by amalgamation from the concentrate. Therefore, the Knelson cone appears to tail black sand, but still retain a very high percentage of the feed gold.

Knelson Hydrostatic Cone

I doubt if there is a single person in this room who has not seen the Knelson Hydrostatic Cone concentrator. We consider it to be the best batch-operation gold concentrator on the market. It is widely used in the western North American placer industry, and has been introduced to Australia and New Zealand. They are sold by Lee Mar Industries of Langley, and their developer, Mr. Byron Knelson has models on display at the back and outside. They are relatively simple to operate, are portable and can be transported almost anywhere.

I will use them to demonstrate the principle of centrifugal action in recovering fine gold particles that float on water or remain in suspension.

The Knelson concentrator consists of a perforated cone containing horizontal ribs welded along the inside wall. Feed is slurried through a vertical pipe that extends to near the base of the unit. The cone rotates at 400 rpm and generates a centrifugal acceleration of 60g. Heavier particles are forced out to the walls and become trapped between the ribs. Lighter particles are discharged out the top as tailings.

A water jacket is maintained under pressure around the cone so that the heavy material bed is kept fluidized, thereby allowing heavy particles, including fine gold, to penetrate it. As feed continues, lighter particles in the bed are replaced by incoming heavier ones and gold is concentrated. For cleanup, the cone is stopped and emptied out by opening up a drain at the bottom and flushing out the concentrate. This is generally done at the end of a shift, which is convenient for a one-shift operation.

Knelson cones are available in 6, 12, 20 and 30-inch models as tabulated:

Cone Model (in.)	Cone Weight (lb)	Dimensions H X W X L (in X in X in)	Feed Size (in.)	Feed Capacity (yph)	Slurry Water (gpm)	Back Pressure (gpm)	Concentrate (lb)
6	175	26 X 24 X 30	1/4	0.8	20	15	5
12	225	32 X 32 X 36	1/4	3	40	25	25
20	900	50 X 48 X 48	1/4	10	100	60	75
30	1700	62 X 60 X 60	1/4	25	250	150	150

These models are batch plants which must be shut down for each cleanup. However, Mr. Knelson reports that a 30-inch unit is presently being designed which will be capable of continuous concentrate discharge.

EXTRACT FROM ORIG. REPORT

A STUDY ON FINE GOLD RECOVERY

AND

THE KNELSON CONCENTRATOR

BY

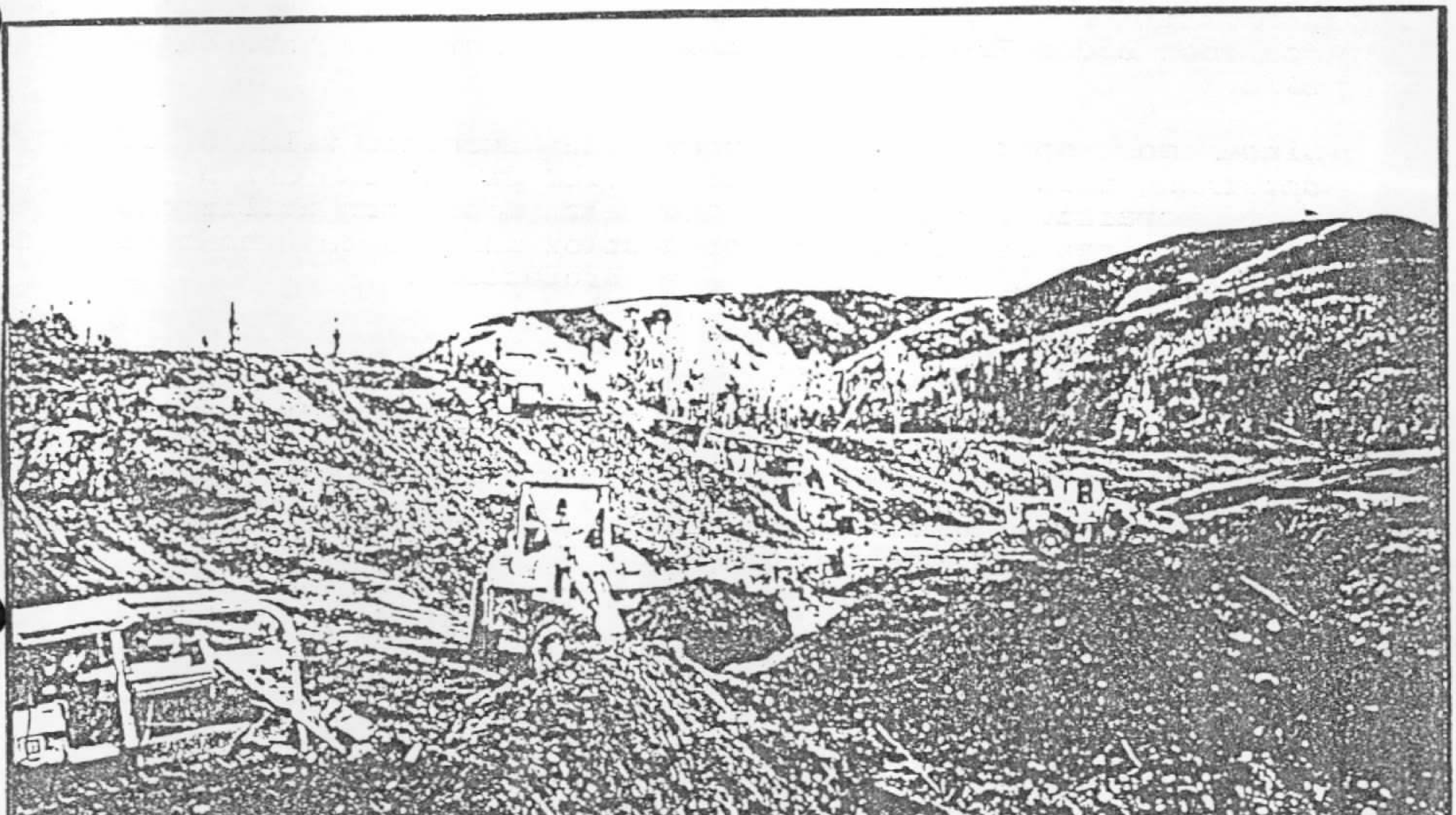
DONALD SANDERS

AND

RICHARD SANDERS

GOLDEN NUGGET MINING

OPERATION ON OLIVE CREEK, LIVENGOOD, 1985



This picture shows the operation while processing paydirt on a typical day. The 966C Loaders are feeding paydirt and removing tailings. The bulldozer is stockpiling paydirt from the cut. The processing plant is in the background.

Preface

The purpose of this study was to increase the efficiency of gold recovery in a simple sluicing process without elaborate, costly devices. I don't have an estimate of the number of operations using a simple sluice box compared to more complex systems, however, I personally feel the number is quite high in Alaska. I also feel that most placer miners prefer to "do it their way" regardless of the financial success of another operation. The reason for this is they believe that "good ground is what it takes to be a good miner."

After mining for some time I found most of the miners estimating how much gold they were losing or simply not catching in their sluice box. I actually found myself caught up in the lie and decided to settle on twenty percent because it wasn't so high no one would believe it, and it wasn't low enough to make my sluice box look bad. The fact remained, I did not know, nor does anyone else.

Since most operations have proven the economic value of adding a screening plant to their system I will divide the mining process into separate phases to show how each miner can utilize his own proven ideas and levels of production and add the concentrating phase to their system to increase production.

Normal System	Grant System
1. Feeding the System	1. Feeding the System
2. Screening the material	2. Screening the material
3. Sluicing	3. Sluicing
4. Cleanup & recovery of gold	4. Concentrating
	5. Cleanup & recovery of gold

The Grant funds have been used to improve on the preliminary tests conducted in 1984 by improving an existing system so that it would be a closed experiment. The results show the economic value of adding the concentrating phase to any existing placer mining operation. To add this phase to the operation, a single tank was added to the system at the end of the sluice box runs. All the water and material leaving the sluice was screened to 1/4" minus and caught in this tank. The tank was baffled so that the material caught in the tank had to rise to reach the overflow level of the tank. The material in the tank then flowed through a pipe to the 30" Knelson Concentrator. The Knelson Concentrator and its' cababilities are enclosed in this report.

The preliminary results of tests run in 1984 showed that fine gold not caught in my sluice box was caught in the Knelson Concentrator. These tests were not conclusive since it was not a closed system where all the water and material leaving the sluicing system was caught. Improvements have corrected this. Since the 1984 results showed a consistent twenty percent of the gold recovered was taken directly from the Knelson Concentrator, it is easy to see the potential.

I am sure the gold we caught in the Knelson Concentrator may not have been caught in any sluice box. I personally prefer the Knelson Hydrostatic Concentrator to jigs, which may be the only viable alternative, because the Knelson Concentrator has only one moving part.

I can't think of any prudent miner who would turn down a chance to improve his own system for an immediate increase in gold recovery at a reasonable cost. The results of this study are promising. I feel the Knelson Concentrator may be used extensively in future mining.

Another point to consider in justifying this process is that the Knelson Concentrator was originally designed to be used as a laboratory, or clean up device to remove gold from concentrates. The study shows that it can be used in the field as a part of the recovery of any placer operation making the mining operation itself more efficient.

Our system was designed to screen and wash 100+ cubic yards/hour through our Derocker Screening plant. It then passed through a dump box with punch plate which sized the material and controlled the volume of water to the 18" riffled side run of the sluice box. The rest of the material passed over stepped punch plate in the main run with riffles underneath. This portion of our system was not unique other than my own design of the sluice box. Our study began at this point, or, where the sluice box ended. The material leaving the sluice box was screened and concentrated and the gold removed at the end of each shift or approximately eleven hours. The sluice box was also cleaned up separately so that gold recovered from the Concentrator after leaving the sluice box was compared to the amount of gold caught in the sluice box. This process also aided in reading the ground and locating where the values changed. The records show what percentage of gold was caught sluicing and what percentage of gold was caught by the Concentrator. The records also show the screen size of the gold and indicate, where in the system, certain size gold particles were recovered. Also shown in the records is the value of adding the concentrating phase to a simple sluicing system since all the gold from the Concentrator would normally be in the tailings.

* * *

Report #1
The Knelson Concentrator

This report showing the amount of gold caught by the Knelson Concentrator provides a wealth of information allowing several determinations to be made. The following chart shows screen sizes and percent of gold for each screen size recovered during the study from the Knelson Concentrator.

Mesh	Avg. Oz.	Amt./100 DWT.	Oz. Gr.	% of Total	% of gold passing through each mesh
10	0	4	0	0.20	99.80
40	2	12	0	2.60	97.20
60	6	10	0	6.50	90.70
80	18	0	0	18.00	72.70
115	32	16	0	32.80	40.00
150	10	13	0	10.65	29.25
150	29	5	0	29.25	

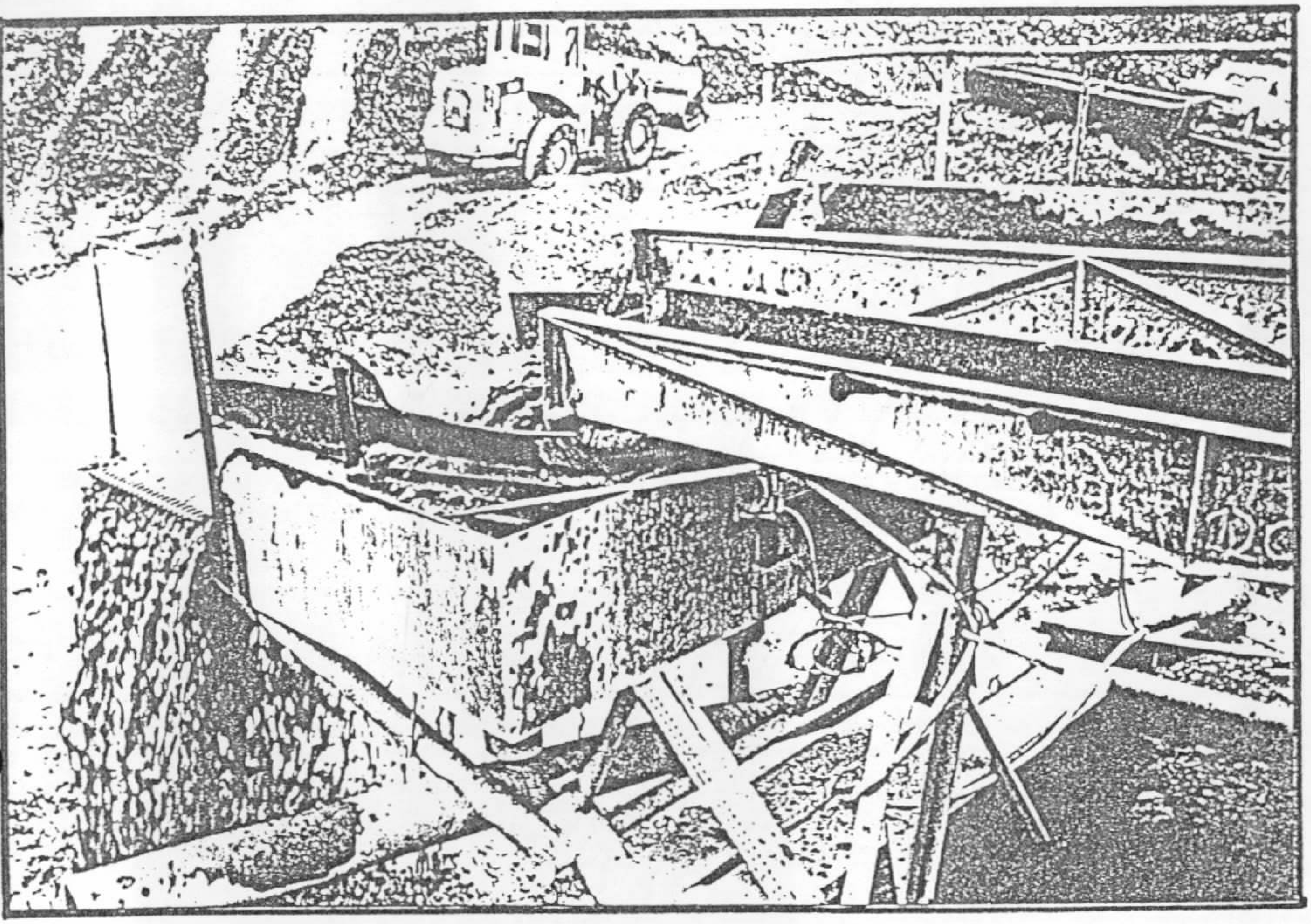
From this chart it becomes immediately apparent that the Knelson Concentrator does in fact recover fine gold. The primary purpose of this study was to supply information which will show the economic value of adding a Knelson Concentrator is a paramount consideration. The fine tuning process of regulating feed to injection pressure varies depending on the material being fed. Experience shows the Knelson Concentrator to be somewhat forgiving in that once a desireable setting is found in an area, the regulating process setting the pressure of the injection system does not vary.

Taking into consideration the variables such as lean gound or overburden compared to paydirt, muddy recycled water compared to clean water, the amount of clay content compared to large rocky gravel, the Knelson recovered as high as 22% to as low as 5% with the lowest percentage occuring when muddy water was used on high clay content overburden with low gold yield. The Knelson Concentrator continued to yield an average of approximately 20% of the total gold recovered during each clean-up.

Tailings checks on the Knelson Concentrator indicated a loss of fine gold but not a measurable amount. These checks were done intermittently by placing a bucket under the discharge tube from the Concentrator for a measured two minutes. A few very fine colors were found in the tailings each time but did not have any weight when placed on our digital scale.

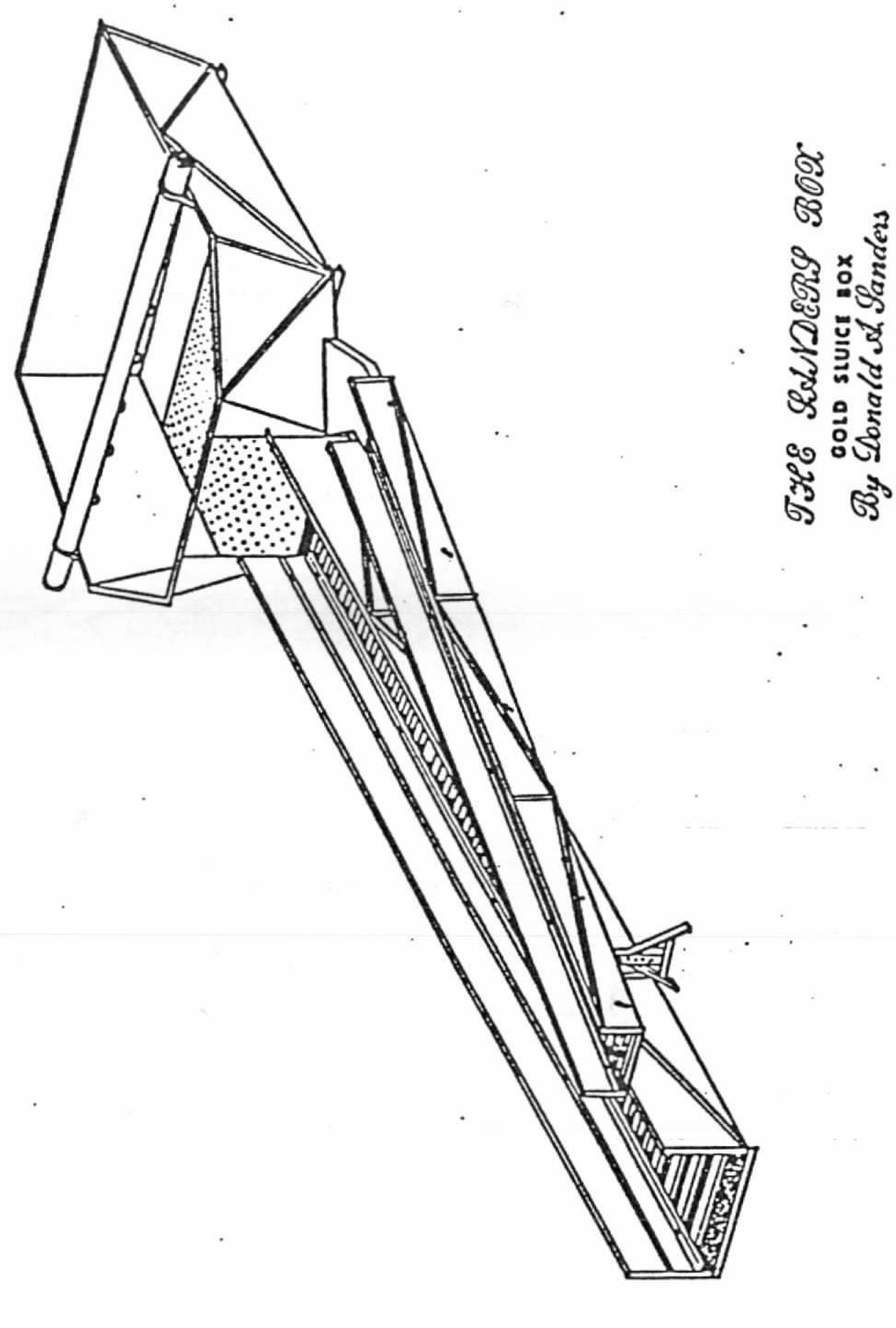
There are many variables to consider in the decision to use the Knelson Concentrator as an addition to a sluicing system, however, one glaring fact suggests that if you are among the mines that recover one thousand ounces or more each season, 20%, or 200 ounces would more than cover the cost of improving your system by adding a Knelson Concentrator.

The fact that the Knelson concentrator recovered only 20% of the gold in this study speaks only to the efficiency of the sluice box. It is apparent that the gold caught in the sluice box would probably have been caught in the Knelson Concentrator if the sluice box were not used.



This picture shows the sluice box on the right dumping material on the 1/4" shaker screen. The tank directl;y below the screen collects the slurry that passes through the two openings in the tank and on to the Knelson Concentrator through the 8" steel pipe at the base of the tank.

This drawing shows the sluice box used in the study



Report #2
The Sluice Box

The sluice box used in this study has an 8' x 10' dump box with 3/8" and 1/2" punch plate false bottom which feeds an 18" side run. The main run is 36" wide and 20' long with punch plate over angle iron riffles. The 18' long side run is operated at a slope of 1/2" to 3/4" to the foot with angle iron riffles. See previous page.

This sluice box, like any other sluice box, is limited to catch only that gold which has the physical characteristics, which allow it to be caught in the riffles at fixed variables of slope and water volume. This obvious fact to all experienced miners has led to the use of mercury traps and cyanide to dissolve the gold that might escape the sluice box. For obvious reasons, these are very undesirable methods. Thus many prudent miners have experimented with mechanical devices such as spirals, jigs, and concentrators of different varieties in an effort to catch that gold which passes over the riffles in their sluice boxes.

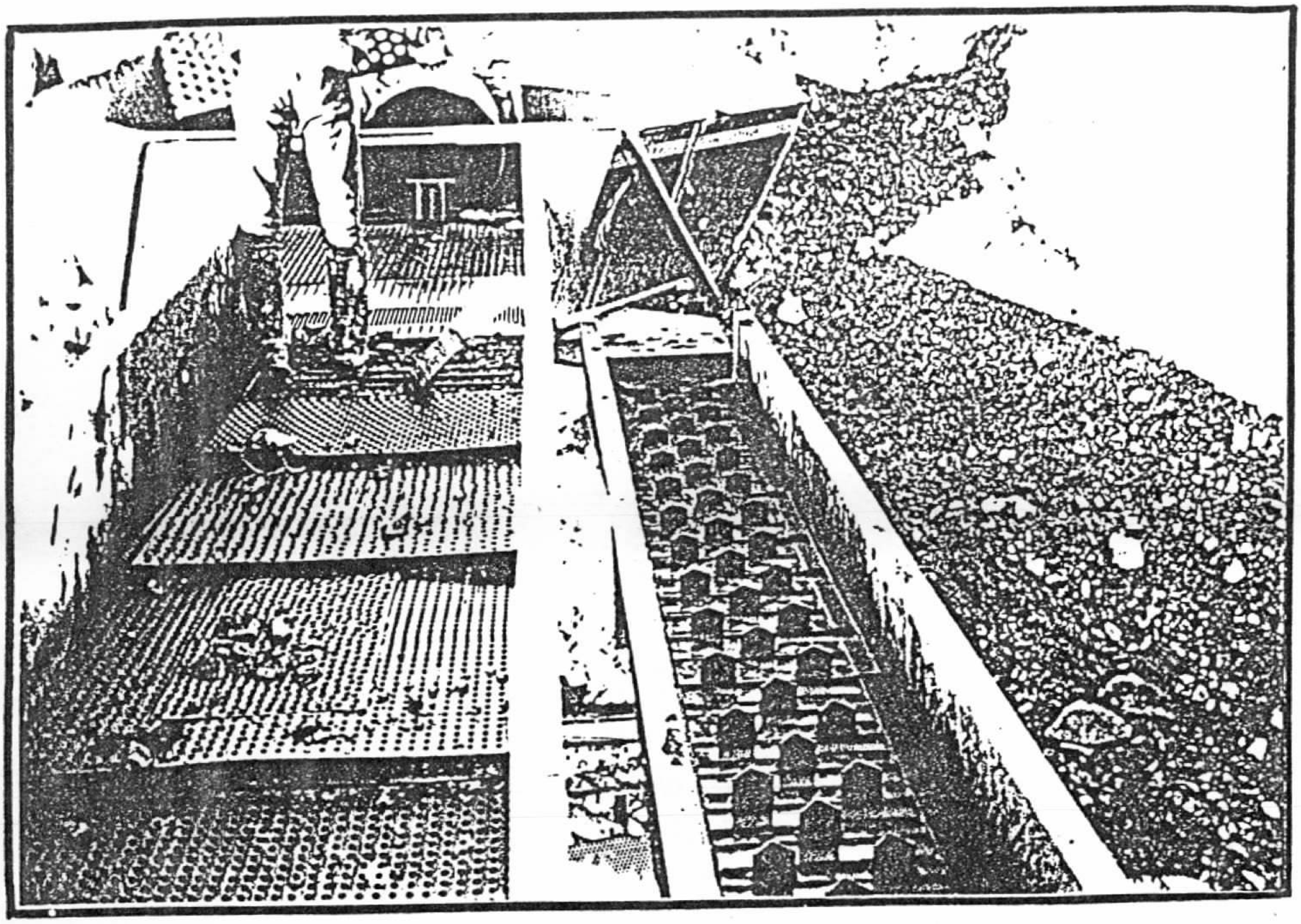
Following is a chart showing the screen sizes and percent of gold for each screen size recovered during this study from our sluice box.

Mesh	Avg. Oz.	Amt./100 DWT.	Oz. Gr.	% of Total	% of gold passing through each mesh
10	0	6	0	0.3	99.7
40	0	10	0	0.5	99.2
60	15	0	0	15.0	84.2
80	26	14	0	26.7	57.5
115	41	16	0	41.8	15.7
150	7	10	0	7.5	8.2
150	8	4	0	8.2	

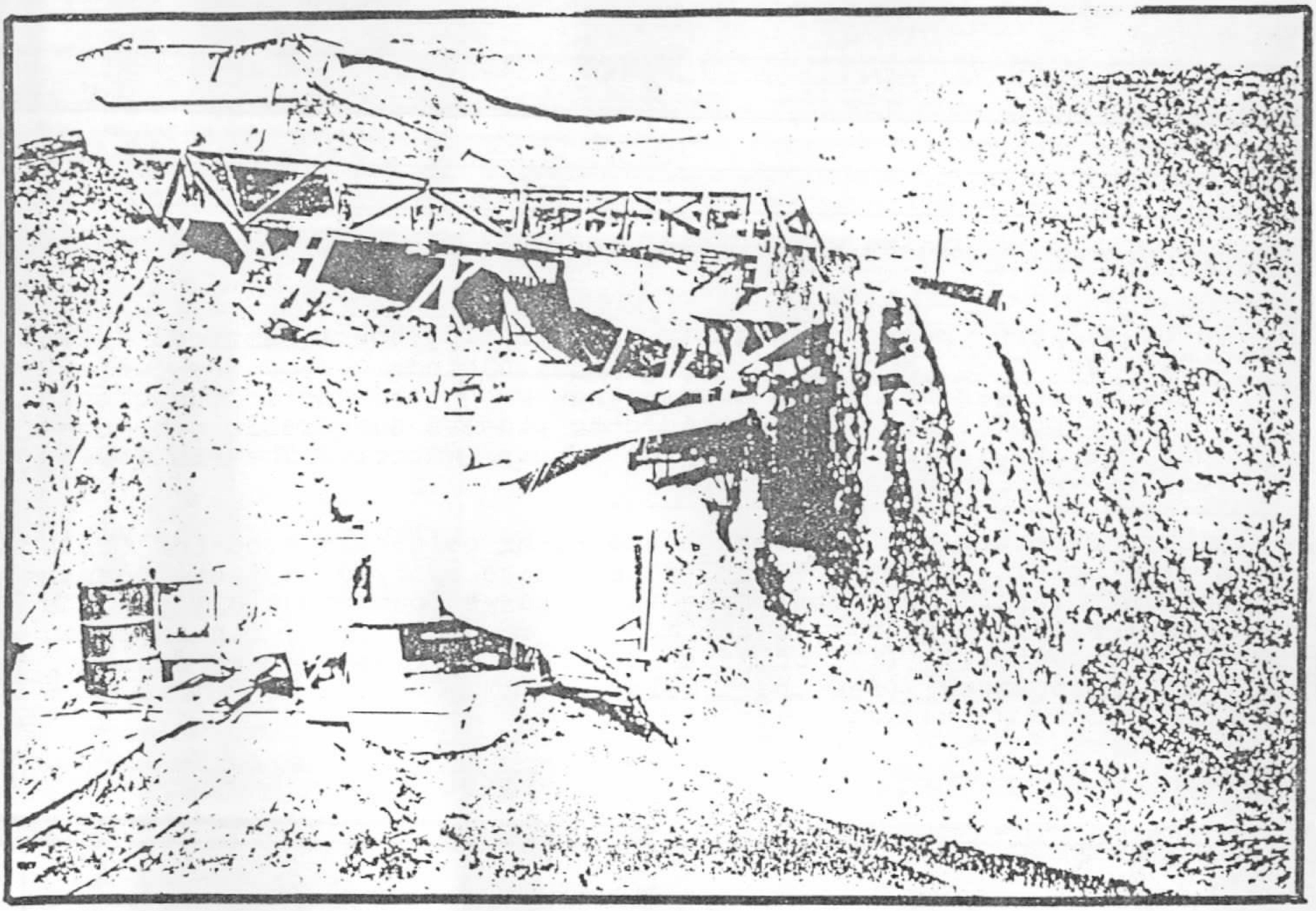
It is apparent from this chart that the sluice box used in the study was capable of catching fine gold. This puts to rest fears that we were losing all the fine gold in an earlier operation on Poker Creek in the Forty Mile Mining District. At that location 98% of the gold recovered by this sluice box was larger than 60 mesh. The information from this chart will be used to make comparisons with the chart showing recovery from the Knelson Concentrator, in an effort to show the economic value of adding a Knelson Concentrator to the end of a sluicing system.

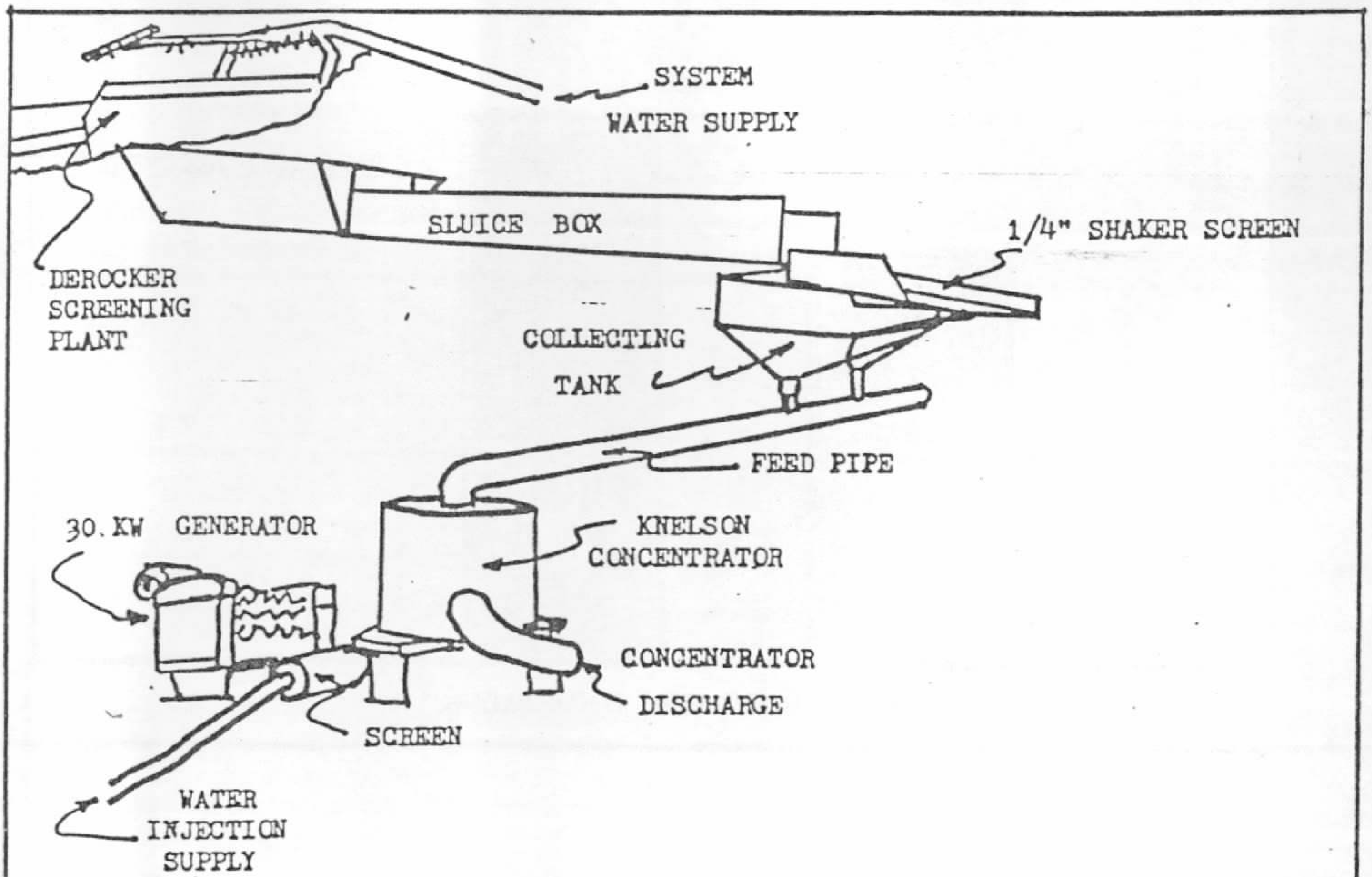
Tailings checks were made by placing the bucket of a 966 Loader at the end of the collecting tank for the Knelson Concentrator for a measured five minute time period. This caught the tailings from the 1/4" screen and the overflow of water from the collecting tank.

The material was cleaned and the gold removed. When multiplied by twelve the average value of gold lost per hour of sluicing was less than 5% of the total recovered during that hour. Since there were too few tests taken and the results had a wide variance, since one flake in the tailings could give a high reading, we did not consider these tailings test of any real value.



This picture shows the 24" pipe from the screening plant that feeds the sluice box. Sections of punch plate cover the 2" angle riffles in the main run. The side run allows 1/2" minus only and is placed at a slope of 1/2" to the foot. The upright angle iron on the riffles keep the riffles loose and provide room for continuous recovery.



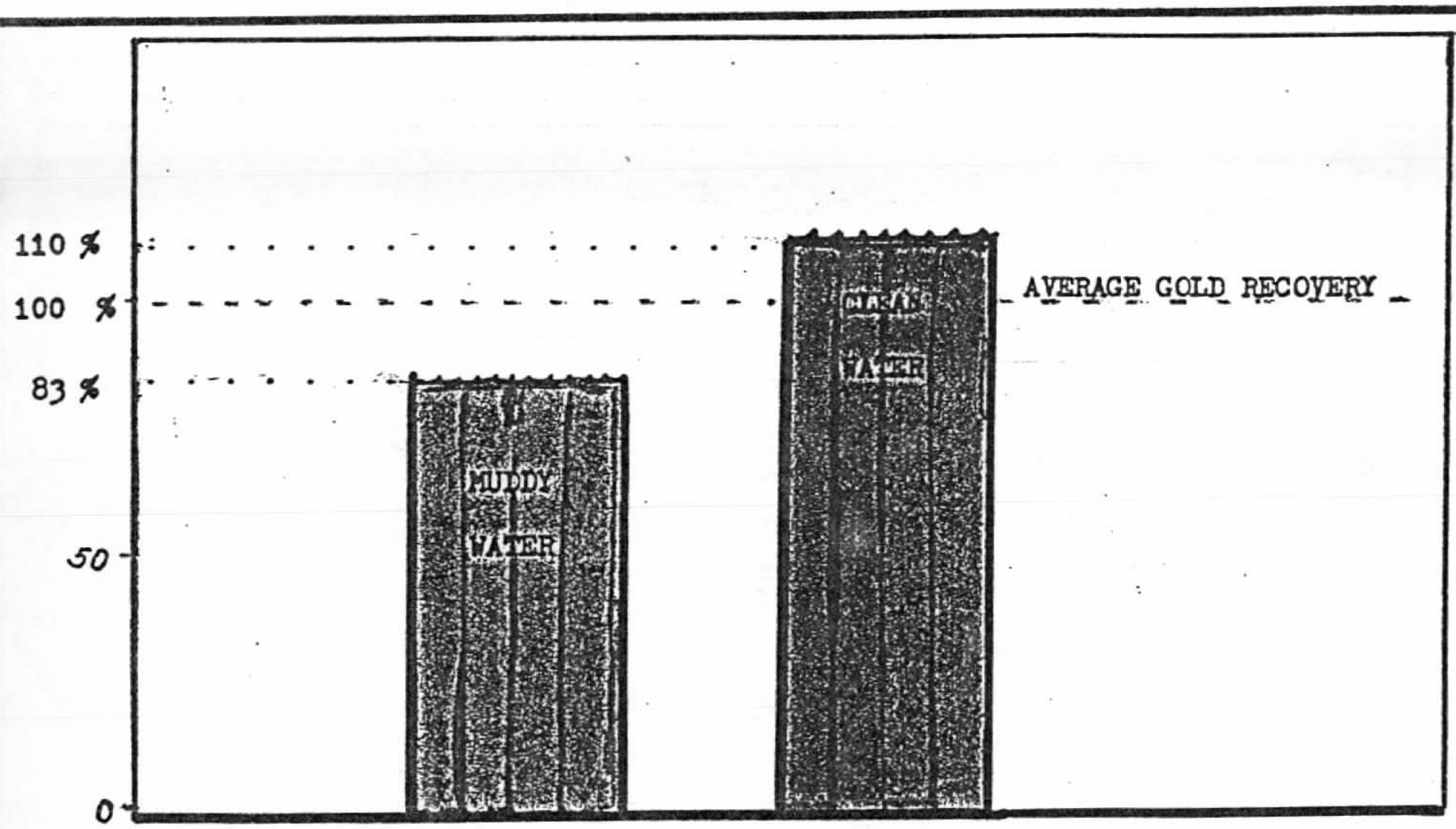


D I A G R A M OF S Y S T E M (PICTURED ABOVE)

Report #3
Mining with Clean Water vs. Recycled

Records were kept on a daily basis noting hours sluiced with clear water and hours sluiced using recycled, or muddy water. Since there was no way of knowing how much gold was in the ground prior to processing it we decided to process comparable ground as best we could for both clear and muddy water. The following results were obtained:

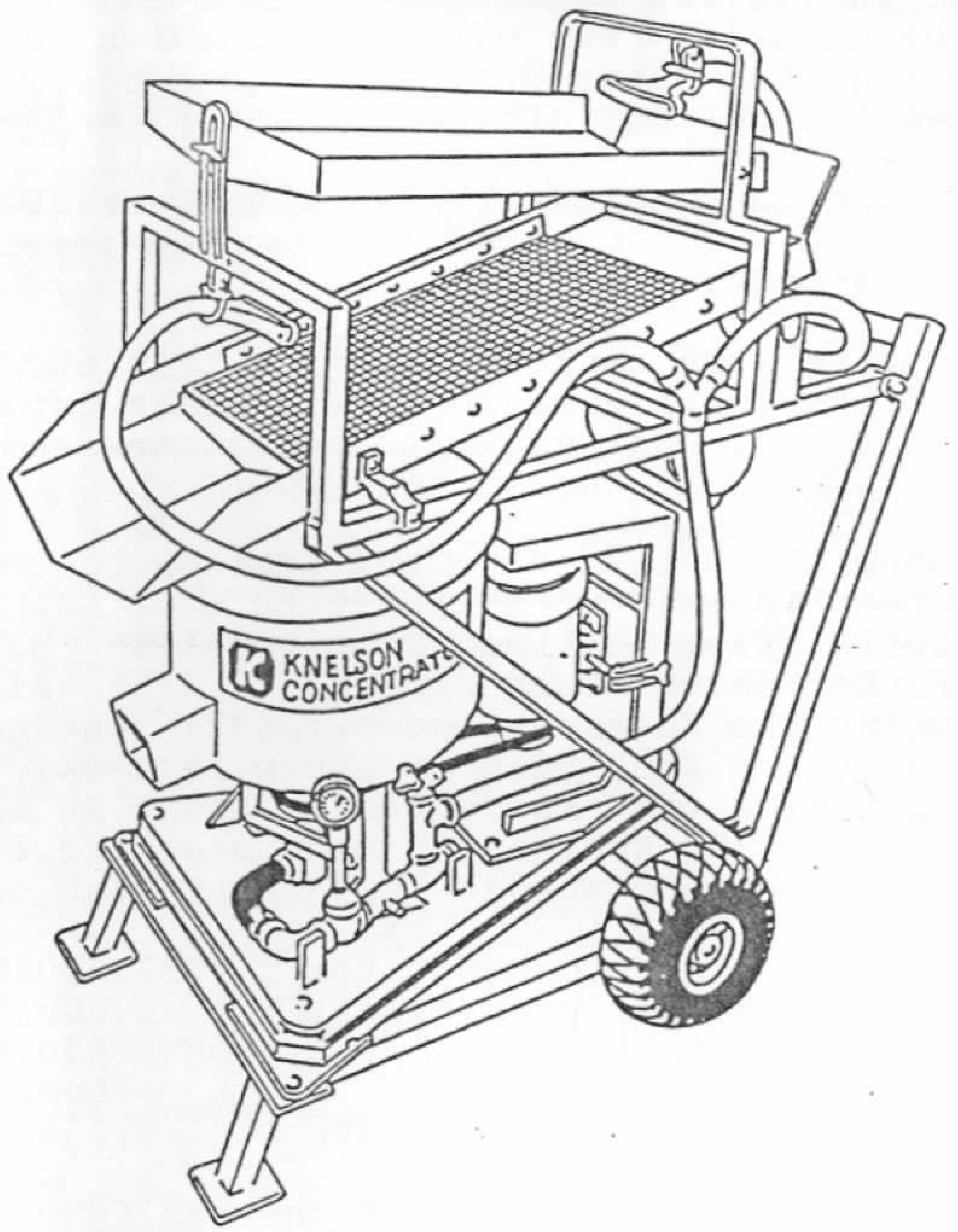
After determining an average amount of gold recovered for each hour of sluicing for the entire season we arrived at "the normal recovery rate." By separating the data we found that 83% of "the normal recovery rate" was the average recovery rate with recycled or muddy water. 110% of "the normal recovery rate" was achieved with clean water. (See chart below.)



RESULTS SHOW 27% BETTER RECOVERY WITH CLEAR WATER.

In comparing Concentrator recovery to sluice box recovery we found Concentrator percentages of gold recovered was higher with muddy, recycled water than with clear water. These results indicate that the sluice box is less efficient when recycled water is used. As a result of this any miner who is forced to recycle water or mine with muddy water for whatever the reason, would be prudent to consider the Knelson Concentrator as an economic improvement to his total system.

The drawing below pictures the 7" Knelson Concentrator used in this study to remove gold from the concentrates both from the sluice box and the 30" concentrator. Devices such as this provide for rapid cleanups on a daily basis as was needed in this study.



Report #4
Cost Analysis of Adding the Knelson Concentrator
To a Simple Placer Mining Operation

The enclosed pamphlet on the Knelson Concentrator indicates different sizes are available to fit the individual needs which would be based on the amount of volume being processed.

We feel we are near average size processing anywhere from sixty to one hundred fifty cubic yards per hour. We found the 30" Knelson Bowl met our volume needs when screened down to 1/4" minus.

The fist step in adding the Knelson Concentrator to our system without changing the water or volume of material being processed was to construct a holding tank with a 1/4" screen. This tank, with screen, shown in the picture below, was mounted at the end of the sluice box and attached to the skid of the sluice box. The tank and shaker was constructed and mounted in such a way that all of the material from both the side run and the main run was screened and the water dropped through the screen into the tank. Baffles in the tank slowed the water down and allowed the surface water to overflow and drop into the tailings pile. At the bottom of the tank holes allowed the slurry to pass into an 8" steel pipe which was connected to the feed opening at the top of the Knelson Concentrator.

The development of the tank we used for this study was from a modification of the tanks used in 1984. This experience enables us to make an accurate cost estimate for a tank and shaker screen with a feeder pipe to the Knelson @$5,000.

The most economic way to set up the Knelson Concentrator is to use gravity feed instead of a slurry pump or other method to raise the material from tailings dump level to the feed opening at the top of the Knelson Concentrator. With this in mind, we recommend mounting the Knelson Concentrator, the generator used to power the unit and fuel tank on a separate skid and place it to the side and below the sluice box as shown in the pictures of our operation. The 30" Knelson Concentrator requires at least a 25 kw. power plant for operation. The total cost of this unit is as follows:

30" Knelson Concentrator	$22,600.00
25 to 30 kw. power plant	8,000.00
Mounted fuel tank	300.00
Skid	500.00
Injection pump & accessories	3,000.00

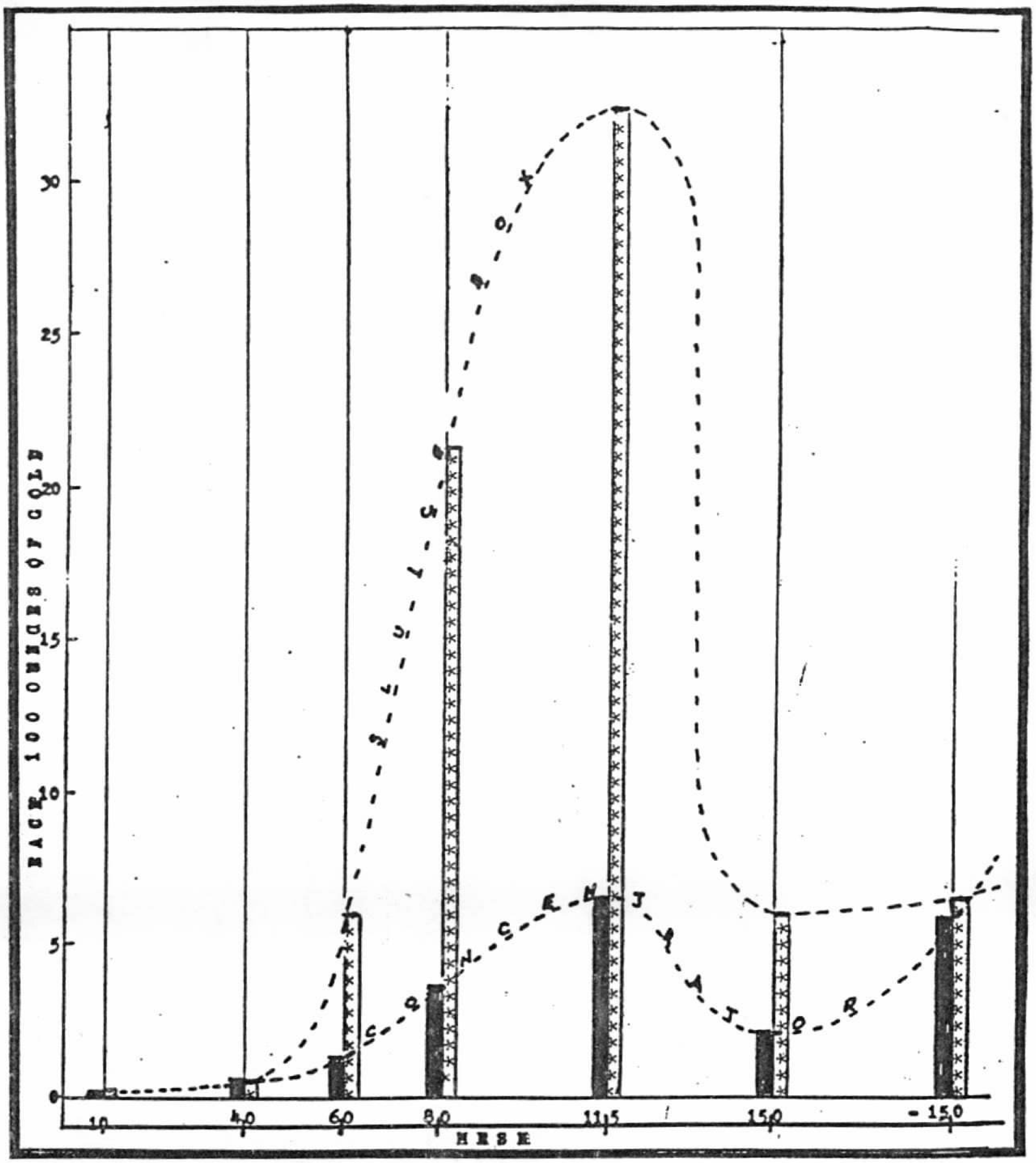
Total Estimated Cost of Adding a 30" Knelson Concentrator to an Average Size Placer Operation...............$39.400.00

Operation costs estimated to operate the Knelson Concentrator, the 30 kw. generator and the injection pump taken from records collected during the study indicate an average normal operating cost of $5.65 per hour and maintenance and repair of system failures. Since maintenance and repair are taken care of in the field by the operating company and are directly related to the equipment condition and the ability of the operating company to make repairs, we felt an estimate of this cost would be of little value at this time. The $5.65 cost is broken down as follows:

30 kw. generator	1.5 gal/hr. diesel	$1.50
	Lube & Maint/hour	.39
Injection pump	3 gal/hr. gasoline	$3.60
	Lube & Maint/hour	.16
	Total	$5.65

Justification for this expenditure

At today's gold price of $326/oz and an average Alaskan assay of 86%, it would take about 140 raw oz. of gold to pay for the addition. Since 140 is 20% of 700, a sluicing operation that recovered 560 oz. in a season could add the Knelson Concentrator and pay for it in a single season on ground similar to that tested in the study.

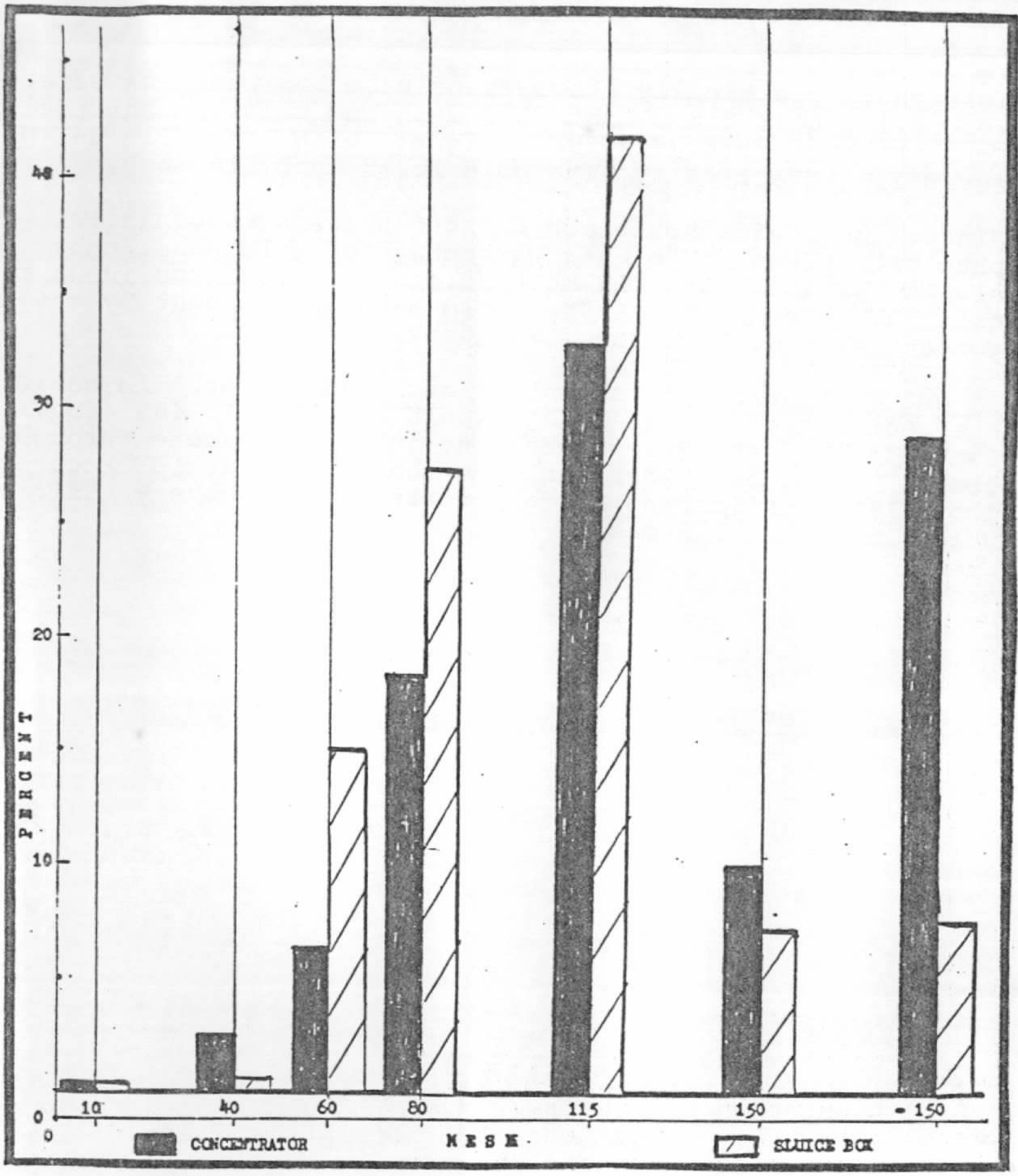


This chart shows the actual amount of gold in ounces recovered from each screen size, for each 100 ounces recovered, during the study from the sluice box and the concentrator. The chart was constructed from the following data:

Mesh	Box	Conc.
10	.24	.04
40	.4	.52
60	12.0	1.3
80	21.36	3.6
115	33.44	6.56
150	6.0	2.13
150	6.56	5.85
	80.00 ozs.	20.00 ozs.

The most glaring consideration in this chart is that if the Concentrator was not used the 20% caught by it would be in the tailings. <u>Conversely, if the sluice box were eliminated from the recovery process the Concentrator very probably would have recovered all the gold anyway.</u>

NOTE: Knelson Concentrator recoveries were recovered from sluice tailings.



This chart shows the actual percent of gold recovered for each mesh size for both the sluice box and the Concentrator based on an average 100 ounces of gold recovered during the study. The chart was constructed from the following information taken from the records.

Mesh	Box	Conc.
10	.3	.20
40	.5	2.6
60	15.	6.5
80	26.7	18.0
115	41.8	32.8
150	7.5	10.65
150	8.2	29.25
	100.0%	100.00%

NOTE: Knelson Concentrator recoveries were recovered from sluice tailings.

This chart graphically shows the sluice box was less effective in recovering gold finer thatn 115 mesh and clearly that the Knelson Concentrator recovery was higher than the sluice box and increasing drastically with gold lower than 115 mesh.

Since the sluice box preceeded the Knelson Concentrator in the physical plant a higher percentage of gold was caught by the sluice box above the 115 mesh screen. I feel confident all the gold recovered in the study would have been caught by the Knelson Concentrator without the sluice box.

If one considers all the gold finer than 115 mesh in one category the Concentrator percentage would be close to 40% showing the Concentrator steadily increasing in recovery rate throughout the chart. The box under the same comparisons would recover only about 16%, indicating a sharp decrease in recovery efficiency of gold finer than 115 mesh.

ANEXO VI

PEÇA	DENOMINAÇÃO	QUANT.	MATERIAL	DIMENSÕES

	DATA	NOME	
DES.	27/09/85	[signature]	Mineraltec industrial ltda Máquinas para Mineração e Indústrias de Transformação
VISTO	27/09/85		
REVIS.			

ESCALA 1:12,5 | FOLHAS | N.o D.T. 200-1-001.

DESAGUADOR 200 m^3

– MONTAGEM GERAL –

Summation

The reports and information gathered during this study provide a wealth of information which can be applied in many ways to justify a concentration phase in placer mining operations with fine gold present in the pay dirt. Further study is necessary to find if more cost effective results can be obtained.

In order for this study to be successful, it was necessary to operate on ground which would yield fine gold. The results of the screening of the gold bear out this fact with 84.2% of the gold passing through a 60 mesh screen with gold caught in the sluice box.

From the gold caught in the Knelson Concentrator the results were even more dramatic, with 99.8% passing throuogh a 10 mesh screen, 72.7% through 80 mesh and 29.3% through a 150 mesh screen.

The overall efficiency of the recovery system used in this study will not be completely known since all the gold in the tailings was not removed and compared with what was caught by the system. The problem is what system of recovery do you use to get the gold that escaped the system you used to begin with, and would it be economic even to try. I feel to try to improve the system used in this study in an effort to catch any gold that might have escaped it, would result in spending dollars to chase dimes.

Since it is the economic efficiency of the placer mining system being used which is most important to the miner, I feel the study has shown the Knelson Concentrator to be an economic consideration when mining fine gold.

The fact that the Knelson Concentrator recovered an average of 20% of the total gold caught during the study suggests many possibilities. Two obvious ones come to mind when looking at the Knelson Concentrator chart on page 15

1. If 100% of the gold in a location were 150 mesh or smaller the Knelson Concentrator may have been all you would need for recovery.

2. Would the Knelson Concentrator have caught all of the gold without the sluice box since all the gold caught would pass through a 1/4" screen.

The results of comparing gold recovered while recycling or mining with muddy water to mining with clean water suggest that we recovered 27% more gold with clean water. The results were even more dramatically emphasized when we found that the amount of gold recovered by the Concentrator increased when we sluiced with muddy water suggesting the sluice box was less efficient with muddy water. Again further testing is needed to see the actual loss of efficiency and to what degree sluicing with muddy water has on the sluice box and the Knelson Concentrator when used separately or exclusively. I personally feel miners forced to recycle or mine with muddy water may be causing their own margin of profit to be too narrow to be economically successful.

When the study started we cleaned the sluice box each day and cleaned up the gold on a daily basis. One important fact, very evident from this practice, was that the sluice box was more efficient, the percentage of gold recovered in the sluice box was higher and the amount of gold recovered in the Knelson Concentrator was less. Later in the season we checked this process by increasing the days between cleanups. The amount of gold recovered changed with the ground but the percentage of gold recovered by the sluice box dropped and the amount of gold recovered by the Knelson Concentrator increased in percentage as more days between cleanups were added. This suggests that daily cleanups would yield more gold than weekly cleanups when only a sluice box is used for recovery.

Tailings checks on the Knelson Concentrator essentially supported Knelson's claims of the efficiency of the device. Tailings checks on the sluicing and screening phase of the operation need further study.

The enclosed graphs comparing percentages and actual amounts of gold recovered show that the sluice box's efficiency to recover fine gold dropped drastically from 150 mesh on down and the percentage and amount of gold recovered by the Knelson Concentrator increased from 150 mesh on down. However, both the sluice box and the Knelson Concentrator were able to recover gold finer than 150 mesh.

From the facts mentioned so far it becomes obvious that the Knelson Concentrator is not a needed tool for all placer mining operations. For example, ground that has only 10 mesh and larger nugget gold the Knelson Concentrator may not serve any purpose and therefore may not be needed. On the other hand, if 100% of the gold would pass through a 150 mesh screen the sluice box may not serve any purpose and therefore may be eliminated.

We feel this study offers sufficient justification for the use of the Knelson Concentrator in find gold recovery, as an added phase to a simple sluicing operation.