

Académie royale
des
Sciences coloniales
—
CLASSE
DES SCIENCES TECHNIQUES
—

Mémoires in-8°. Nouvelle série.
Tome IX, fasc. 1.

Koninklijke Academie
voor
Koloniale Wetenschappen
—
KLASSE
DER TECHNISCHE WETENSCHAPPEN
—

Verhandelingen in-8°. Nieuwe reeks.
Boek IX, aflev. 1.

LES MINES D'OR DU 5^e PARALLÈLE

PAR

Georges SCHAAR

INGÉNIEUR DES MINES A. I. LG.
INGÉNIEUR GÉOLOGUE
DIRECTEUR DE LA SOCIÉTÉ REMINA



Rue de Livourne, 80A,
BRUXELLES 5

Livornostraat, 80A,
BRUSSEL 5

—
1959

PRIX : F 140
PRIJS :



LES MINES D'OR DU 5^e PARALLÈLE

PAR

Georges SCHAAR

INGÉNIEUR DES MINES A. I. LG.
INGÉNIEUR GÉOLOGUE
DIRECTEUR DE LA SOCIÉTÉ REMINA

Mémoire présenté à la séance du 28 mars 1958.
Rapporteurs : MM. R. ANTHOINE et M. VAN DE PUTTE.

LES MINES D'OR DU 5° PARALLÈLE

INTRODUCTION

Les mines d'or du 5^e parallèle sont situées au Congo belge, sur la retombée occidentale du grand *horst* qui borde le lac Tanganika au nord d'Albertville.

Les concessions des sociétés SYMOR et SYLUMA s'échelonnent parallèlement au pied du *horst*, sur une distance de 140 km environ. Elles couvrent les dépôts détritiques accumulés dans la plaine et dans lesquels coulent les rivières Kyimbi-Mudjale, Luama et Lugumba (*Carte 1*).

Le parallèle de 5^e degré de latitude sud fait la séparation entre la province du Kivu au nord et celle du Katanga au sud ; il sépare ainsi les concessions de la Société SYMOR, qui se trouvent dans le domaine minier du Comité National du Kivu, de celles de la société SYLUMA, qui sont situées dans le domaine minier du Comité Spécial du Katanga. Les deux sociétés d'exploitation SYMOR et SYLUMA ont conclu un accord pour assurer en commun l'étude et l'exploitation du gisement de la Kyimbi. Cette heureuse solution a permis d'éviter les nombreux écueils d'ordre administratif qu'aurait rencontré la gestion de deux domaines jointifs aussi semblables, mais séparés par une limite aussi peu naturelle.

Le gisement présente la particularité que les alluvions minéralisées sont déposées sur des grès subhorizontaux entièrement stériles d'âge mésozoïque. Le gravier et l'or proviennent exclusivement du démantèlement des roches anciennes du *horst*, par l'action de nombreux ravins qui l'entament profondément. Les matériaux qui composent ces dépôts sont donc totalement allochtones.

Des abaissements successifs du niveau de base des rivières ont donné naissance à de vastes dépôts de terrasses, vestiges de plaines alluviales anciennes, étagées sur les versants des rivières principales et de leurs affluents.

D'autre part, les tonnages très importants de dépôts de piedmont qui couvrent de grandes étendues immédiatement au pied du *horst*, méritent une mention particulière par suite du rôle qu'ils ont joué dans la genèse des gisements détritiques.

L'exploitation a pris fin au cours du mois d'avril 1957, après avoir extrait plus de sept tonnes d'or pendant un quart de siècle d'activité. Il a paru intéressant de faire connaître les différents problèmes qui se sont posés pour l'étude et l'exploitation de ce gisement à caractère très particulier.

Cette monographie a été rédigée à la demande des conseils d'administration des sociétés SYMOR et SYLUMA. Il convient d'évoquer ici les efforts de tous ceux qui ont été attachés aux mines à des titres divers, au cours de ces 25 ans. Ils se sont attelés à la tâche ingrate de maintenir en activité une mine à très faible teneur qui avait pour ambition d'extraire l'or, ce métal dit précieux, mais dont le prix n'a pas suivi la hausse de tout ce qui sert à l'obtenir.

La partie de cet exposé consacrée à l'exploitation passera rapidement en revue les différentes méthodes utilisées pour l'extraction du gravier du lit des rivières et de leurs *flats* et s'attardera spécialement aux terrasses en décrivant de manière plus détaillée la méthode dite par *hydraulic mining*, qui fut appliquée avec succès pour l'extraction de plus d'une tonne d'or.

L'auteur a eu l'occasion de faire une première communication sur ce sujet lors du cinquantième anniversaire du Comité Spécial du Katanga en août 1950 [4].

Les pages qui suivent apportent des précisions chiffrées quant aux résultats obtenus, ainsi que des informations

pratiques quant au perfectionnement des méthodes résultant de l'expérience acquise depuis cette époque.

La partie traitant de la géologie aura surtout pour but de faire connaître la morphologie de la région. C'est en effet la morphologie qui imposa le choix des méthodes de prospection et d'exploitation.

Un chapitre spécial exposera les méthodes de recherche utilisées, l'évolution des idées à ce propos et les résultats obtenus.

Un autre chapitre sera consacré au décor constitué par les importants travaux préparatoires qui furent réalisés pour amener en charge sur les différents *placers*, l'eau nécessaire au lavage des volumes de plus en plus importants de graviers aurifères. Il sera également fait mention des projets étudiés dans le même but mais non réalisés pour des raisons économiques.

Enfin, pour terminer, les arguments qui ont amené la décision d'arrêter l'exploitation seront exposés brièvement.

* * *

Le résultat financier de ces vingt-cinq années d'exploitation est déficitaire, malgré que SYMOR et SYLUMA aient pu distribuer quelques dividendes. Les actionnaires des deux sociétés retrouveront le capital versé, mais en francs dévalués.

Les causes en sont connues : d'une part la guerre, qui a empêché d'appliquer la méthode d'*hydraulic mining* dès 1940, alors que les gisements contenaient encore des réserves relativement riches qui auraient pu donner lieu à exploitation bénéficiaire ; d'autre part, la dévaluation progressive de l'or par rapport au coût des moyens de production.

Tous ces efforts n'auront cependant pas été vains, car l'expérience acquise, surtout en matière d'*hydraulic mining*, a permis d'appliquer cette méthode aux gise-

ments d'autres sociétés minières où l'exploitation des dépôts de minerais détritiques se présente dans des conditions plus favorables que celle des terrasses du 5^e parallèle. C'est cette expérience que nous avons tenté de faire connaître en ces pages.

R. ANTHOINE a publié à ce sujet un mémoire qui met en relief cette incidence [1].

CHAPITRE I

SITUATION GÉOGRAPHIQUE

RÉSEAU ROUTIER.

Le poste central des mines, MAKUNGU, est situé sur la rive droite de la Kyimbi, à quelques kilomètres à l'est de la route du 5e parallèle qui relie Albertville à Fizi et Uvira d'une part, et à Kasongo d'autre part, et qui constitue un tronçon de la dorsale du Cap au Caire. La distance d'Albertville à Makungu est de 140 km.

BASSIN HYDROGRAPHIQUE.

Le flanc occidental du *horst* est drainé par les ravins affluents de trois rivières principales qui, du sud au nord, sont : la Lugumba, la Luama et la Kyimbi-Mudjale.

La Lugumba coule vers le sud-sud-est et se jette dans le lac Tanganika au nord-est d'Albertville.

La Luama, après avoir contourné par le nord le mont Malimba et s'être dirigée ensuite perpendiculairement à la direction générale des terrains, c'est-à-dire vers l'ouest-sud-ouest en recoupant la chaîne montagneuse des Mogandja, coule vers le nord-ouest et se jette dans le fleuve Congo après avoir dessiné une courbe très large vers le nord.

La Mudjale et la Kyimbi qui lui fait suite, coulent vers le nord-nord-ouest suivant le pied de l'escarpement pendant 70 km, après quoi la Kyimbi prend la direction de l'ouest pour se jeter dans la Luama.

Il sera surtout question ici du bassin de la Kyimbi et particulièrement du tronçon de 25 km de long d'où la majorité de l'or fut extraite. Ce tronçon est situé en aval du confluent de la Mudjale jusqu'au confluent de la Lubitshako.

OROGRAPHIE.

Le *horst* s'élève à une altitude moyenne de l'ordre de 1800 à 2200 m, avec des sommets dépassant 2500 m. Les bords, tant vers le lac que vers la plaine, sont plus élevés que la partie centrale, qui est fortement érodée par les bassins supérieurs de la Lubitshako et de la Kyimbi.

La plaine dans laquelle coule la Kyimbi descend assez régulièrement vers le nord-nord-ouest, à partir de la séparation des bassins Luama et Mudjale, qui est située vers 1100 m d'altitude, jusque dans la région de la basse Kyimbi qui n'atteint que 700 m environ. La pente moyenne de la plaine est donc de l'ordre de cinq pour mille.

LES CHUTES DE LA KYIMBI.

L'eau de la haute Kyimbi se précipite dans la plaine en une série de chutes qui totalisent 900 m en quelque 3 km de distance horizontale. Ces chutes font actuellement l'objet de grands travaux de captage en vue de l'installation d'une centrale hydroélectrique, dite centrale de la Kyimbi, qui fournira l'énergie nécessaire au développement industriel d'Albertville.

CLIMAT.

Le régime des pluies en montagne est très différent de celui de la plaine. Il y pleut davantage et pendant des périodes plus longues, par suite du climat plus froid qui y

règne et de l'exposition aux vents qui se sont chargés de vapeur d'eau dans l'Océan indien. Ce facteur joue un rôle dominant en matière d'exploitation ; il en sera question plus loin.

CHAPITRE II

RÉSUMÉ HISTORIQUE

DÉCOUVERTE DE L'OR ET CONSTITUTION DES DEUX SOCIÉTÉS.

L'or de la région du 5^e parallèle a été découvert en 1927, à peu près simultanément par des prospecteurs travaillant pour deux sociétés différentes : SYMAF et GÉOMINES. Les premiers progressaient du nord vers le sud, les autres avançaient en sens inverse.

La fièvre résultant de la compétition une fois tombée, un *gentlemen agreement* fut conclu, qui donna naissance aux deux sociétés SYMOR et SYLUMA. La première est une filiale de SYMAF ; son domaine s'étend au nord du 5^e parallèle, en province du Kivu. La seconde, dont le nom est l'abréviation de Syndicat Minier de la Luama, a son domaine au sud du 5^e parallèle, en province du Katanga ; ses actions se répartissaient à l'origine entre SYMAF et GÉOMINES à raison de 45 % pour chacun des partenaires, les 10 % restants étant attribués au C. S. K., Comité Spécial du Katanga. La société GÉOMINES céda toutes ses actions à SYMAF en 1947.

LE 5^e PARALLÈLE.

Le 5^e parallèle géographique était représenté par l'alignement d'un certain nombre de bornes situées à une dizaine de kilomètres les unes des autres. Il importait, puisque l'accord intervenu supprimait la sujétion des

stots à abandonner en bordure de concession, que les exploitants fussent en mesure de déterminer sans ambiguïté la limite exacte entre les deux polygones, afin d'attribuer à chaque société l'or qui lui revenait. Il fallait donc matérialiser le passage du 5^e parallèle par de petites bornes à placer sur les deux rives de chaque ruisseau. Le C. S. K. en chargea son service topographique.

A la suite de ce travail, le domaine de SYLUMA fut amputé, au profit de SYMOR, d'une bande étroite d'une centaine de mètres de largeur. Bien que les bornes 18 et 19, placées antérieurement lors de la délimitation des deux provinces, ne fussent pas exactement situées sur le 5^e parallèle géographique, il fut convenu d'accepter l'alignement de ces bornes comme représentant un 5^e parallèle conventionnel.

PROGRAMME D'ÉTUDE DU GISEMENT ET DE SON EXPLOITATION.

Les sociétés SYMOR et SYLUMA confièrent la gestion des mines à SYMAF et s'adressèrent à la Société REMINA, Société belge de Recherches minières en Afrique, pour étudier le gisement.

L'importance considérable des dépôts de terrasses, dont le tonnage put être évalué par la suite à 65 millions de mètres cubes, n'avait pas pu échapper aux premiers prospecteurs.

En attendant l'achèvement du vaste programme d'évaluation des réserves et la mise en œuvre des moyens d'exploitation appropriés aux caractéristiques du gisement, il fut décidé tout naturellement de faire appel à l'exploitation des *placers* déjà connus pour se procurer les ressources nécessaires au financement du programme.

La consigne donnée aux exploitants pendant cette période préliminaire fut en conséquence la suivante :

assurer le bénéfice nécessaire pour payer les recherches, sans plus.

L'EXPLOITATION — PREMIÈRE PÉRIODE 1934-1940.

Ces années d'avant guerre sont caractérisées par :

a) Une exploitation intensive du lit de la Kyimbi en saison sèche, au moyen de batardeaux ;

b) Le développement de l'exploitation des grands *flats* par utilisation d'eau pompée pour l'enlèvement du recouvrement stérile ;

c) Le détournement des eaux de la Kyimbi à travers des *flats* et même à travers les roches gréseuses des rives au moyen de tunnels, permettant ainsi d'assécher des tronçons importants du lit de la rivière et d'exploiter dans des conditions idéales ;

d) Des essais de *sluices* de grande capacité, dits tables massives, munis de nombreux classeurs, dont le rôle consistait à traiter économiquement et avec bonne récupération des tonnages horaires importants de gravier ;

e) L'essai de différents engins mécaniques : *scraper*, sauterelles, pelle mécanique ;

f) La construction d'un grand *race*, c'est-à-dire d'un grand canal sur la rive droite de la Kyimbi qui, partant du pied des chutes, amenait en charge sur les terrasses de l'eau en quantité suffisante pour laver en saison des pluies le gravier extrait par les travailleurs chassés du sillon de la Kyimbi par les hautes eaux. Un autre *race*, de capacité moindre, fut construit sur la rive gauche ; il était alimenté par celui de la rive droite au moyen d'une conduite forcée qui franchissait la Kyimbi sur une passerelle. Le développement de l'exploitation date de l'utilisation de ces *races* et de la construction d'un réseau routier sur la rive droite.

PROJETS D'EXPLOITATION PAR *HYDRAULIC MINING*.

Les chutes de la Kyimbi représentaient en potentiel une grande puissance hydroélectrique dont l'utilisation pouvait être envisagée pour pomper sur les terrasses une grande quantité d'eau, la mettre sous pression et appliquer, en grand, la méthode de l'*hydraulic mining*.

Une société suisse fut chargée d'étudier les chutes à ce point de vue. Plusieurs projets, dont les puissances s'élevaient de 2.000 à 18.000 ch, furent étudiés.

Concurremment, il fut décidé d'envoyer un ingénieur en Colombie pour étudier l'*hydraulic mining*, méthode qui y est utilisée sur une grande échelle. L'auteur fut désigné pour cette mission et eut l'occasion, de août à décembre 1939, de visiter des chantiers qui travaillaient dans des conditions très variées.

Entretemps, du matériel destiné à monter un chantier expérimental d'abattage à l'eau sous pression avait été envoyé aux mines. Il s'agissait de deux *monitors*, de quelques centaines de mètres de tuyaux et d'une pompe capable de donner une pression réglable entre les limites de 5 et 11 kg/cm². Cette pompe était actionnée par un moteur Waukesha de 160 ch.

Nous entreprîmes des essais systématiques et nous étudiâmes les facteurs qui influencent le prix de revient. En conclusion, la méthode était applicable au 5^e parallèle, mais il était matériellement impossible de l'introduire avant la fin de la guerre, à cause du manque de matériel approprié.

PÉRIODE DE GUERRE.

Pendant la guerre, on fut obligé de continuer à exploiter les terrasses de la Kyimbi par des méthodes désuètes, alors que l'application de l'*hydraulic mining* aurait pu donner des bénéfices bien supérieurs.

PÉRIODE D'APRÈS GUERRE.

En 1946, on dressa l'inventaire de ce qui restait des réserves en terrasses situées à plus de 40 mètres d'altitude au-dessous du grand *race*.

Le chiffre obtenu donnait l'ordre de grandeur des *placers* susceptibles d'être exploités par *hydraulic mining* au moyen d'eau sous pression naturelle. Son importance justifiait qu'on tentât une expérience d'une certaine envergure.

Des tuyaux, des *monitors*, des vannes, etc. furent commandés en Amérique pour une valeur globale de l'ordre de deux millions et demi de francs belges.

Dès que ce matériel fut installé, on enregistra des résultats très favorables en terrasses de bordure de la Kyimbi. Ces résultats dépassaient de loin ceux qu'on avait obtenus en terrasses d'affluents, avec du matériel de fabrication locale.

L'analyse des résultats faisait cependant apparaître un fait essentiel : l'opération ne pouvait être bénéficiaire dans son ensemble qu'à condition d'accroître le cube traité mensuellement.

En conséquence, en janvier 1951, il fut décidé d'arrêter complètement toute l'exploitation pendant cinq semaines, pour affecter tout l'effectif indigène de la mine à des travaux d'élargissement du *race*, afin d'en augmenter la capacité. Les résultats obtenus en 1952 montrèrent le bien-fondé de cette mesure.

En 1953, on pouvait prévoir le moment où seraient épuisés tous les gisements commandés par le *race*, qui avait entretemps été prolongé jusqu'à la rive gauche de la rivière Makungu. Pour continuer l'exploitation, il fallait encore prolonger le *race*. Or, par suite des formes du terrain, le *race* dont le terminus se trouvait à distance relativement faible de la Kyimbi, allait devoir s'en écarter

considérablement en perdant de la hauteur. Il était nécessaire de conserver le maximum de réserve de hauteur du *race* si on voulait atteindre des *placers* situés loin à l'aval. Une étude topographique complète fut entreprise et donna naissance à un projet ambitieux comprenant le percement de plusieurs éperons par des tunnels et le franchissement de nombreux ravins par des conduites forcées. Une partie du travail fut réalisée en 1955, ce qui permit de continuer l'exploitation jusqu'en 1957. La poursuite du *race* au delà de son terminus actuel est techniquement possible, quoique au prix de grosses difficultés, mais ne peut absolument pas se justifier économiquement. Cette question sera exposée plus en détail au chapitre traitant des travaux préparatoires en vue de fournir l'eau aux chantiers.

Il convient de citer également les efforts réalisés pour tenter de mettre en valeur les gisements situés au-dessus du *race* et qui échappaient donc à toute possibilité d'exploitation par eau sous pression à partir de ce *race*.

Les dépôts de piedmont qui représentaient la majeure partie de ces gisements, contenaient d'énormes quantités de gravier et de terres aurifères. La réserve totale était inconnue. Des travaux de prospection exécutés à différentes époques avaient décelé certaines plages assez riches, d'autres à peu près stériles. En 1949, alors que le projet de construction de la centrale de la Kyimbi était encore très vague, nous conçûmes le projet de prélever de l'eau à un palier des chutes de la Kyimbi et de la transporter en tuyaux accrochés aux flancs de la montagne, suivant une pente qui équilibrerait les pertes de charge. L'étude topographique préliminaire fut réalisée et permit de calculer un ordre de grandeur du coût d'une telle conduite capable de débiter un mètre cube d'eau à la seconde. Ce débit fut choisi arbitrairement en raison de l'impossibilité, par manque de connaissance des réserves, de chiffrer les paramètres à introduire dans

la formule qui conduit au diamètre optimum [4, pp. 10 et 11].

Ce travail, à proprement parler gigantesque, ne pouvait être envisagé que si les réserves des dépôts de piedmont le justifiaient. Or, l'évaluation de ce gisement à or pépitique, c'est-à-dire à teneurs irrégulières, se révélait comme devant être extrêmement coûteuse. Avant d'engager de telles dépenses, on décida de soumettre le gisement des dépôts de piedmont à quelques tests par des chantiers d'essai afin de déterminer l'ordre de grandeur des teneurs.

Trois essais, réalisés au moyen du matériel Waukesha dans des endroits choisis au hasard parmi ceux qui étaient les plus faciles d'accès pour ce matériel, ne décelèrent que des teneurs inférieures à 0,10 g / m³ à excaver, c'est-à-dire nettement au-dessous de ce qu'on pouvait considérer comme teneur limite absolument inférieure.

La question des dépôts de piedmont fut de nouveau soulevée lorsque la construction de la centrale devint effective. En effet, le pompage électrique permettant infiniment plus de souplesse que le transport de l'eau en tuyaux, il était possible d'imaginer des stations de pompage relativement modestes qui auraient puisé l'eau dans le *race* et l'auraient refoulée sur les portions les plus riches de ce gisement. Un examen serré du problème montra toutefois qu'une telle solution ne pouvait être envisagée et la question des dépôts de piedmont fut définitivement écartée.

CHAPITRE III

GÉOLOGIE ET MORPHOLOGIE

La morphologie de la région résultant de la structure géologique a été décrite [4, pp 13 et 14].

L'essentiel est résumé ci-après :

Une des grandes fractures de l'Afrique centrale sépare le *horst* constitué de formations appartenant au socle ancien, de la plaine où apparaissent en dépôts subhorizontaux les roches rouges d'âge mésozoïque.

La dénivellation ainsi créée a donné lieu à une érosion très active de la paroi de roches métamorphiques et cristallines par l'action de nombreux ravins.

L'amoncellement de débris de roches au pied de l'escarpement forma les dépôts de piedmont. Ceux-ci furent partiellement remaniés par les affluents qui amenèrent des matériaux en grande quantité à la rivière principale, la Mudjale-Kyimbi. Celle-ci fut refoulée vers l'ouest, en raison de son incapacité de tout transporter, en même temps que, par suite de rajeunissements successifs de son cours, son lit s'enfonçait dans les grès. Elle abandonna ainsi de nombreux et vastes dépôts de terrasses. Les affluents suivirent évidemment les mêmes lois et abandonnèrent également des terrasses.

L'OR ET SON ORIGINE.

Tout l'or alluvionnaire exploité dans la plaine est allochtone ; les roches rouges gréseuses et schisteuses qui

y affleurent sont absolument stériles et exemptes de filons de quartz. Tout l'or provient de certaines roches contenues dans les formations du *horst*. Des exploitations alluvionnaires ont en effet extrait de l'or sur le plateau. Il en fut notamment ainsi de la Société Minière du Maniema et de la Société Minière de Kabobo. La société SYLUMA dont un des polygones d'exploitation s'étend quelque peu au-dessus des chutes de la Kyimbi, a également extrait quelques dizaines de kg d'or à bonne teneur de quelques plages de gravier accumulé dans des paliers de petits ruisseaux affluents de droite de la Kyimbi. Des niveaux de terrasses y furent décelés. En raison des difficultés d'accès, surmontées en partie par l'emploi de mules, ces exploitations ne furent en général que tout juste payantes.

Il semble que l'or soit en relation avec des filons de quartz contenus dans un ensemble de roches d'âge ancien. Ce sont, en ordre principal, les volumes des roches métamorphiques, proches du contact des venues éruptives, qui sont intéressants. Cette conclusion s'impose si on considère que les affluents de la Mudjale sont pratiquement stériles, qu'il en est de même des affluents de la Kyimbi en amont de l'Ilambwe ainsi que de la plupart des affluents situés en aval de la Yatswa. Les seuls affluents intéressants sont ceux qui drainent la montagne entre la Yatswa et la Ngobongobo-Ilambwe. Or, ce dernier endroit est celui où se situe la limite entre les roches cristallines, granites, gneiss, micaschistes, qui forment les flancs du *horst* au sud et les roches schisteuses et quartzitiques qui affleurent au nord.

La longueur de ce tronçon générateur d'or (environ 7 à 10 km le long du *horst*) pourrait s'expliquer par un plongement faible vers le nord-ouest de la limite entre les roches cristallines sous-jacentes et les roches métamorphiques qui les surmontent. La dénivellation du *horst* augmente la longueur sur laquelle les roches aurifères sont susceptibles d'affleurer.

CHAPITRE IV

ÉTUDE DU GISEMENT

Dès le début, la complexité du problème apparut et on reconnut la nécessité de procéder, en ce qui concernait les terrasses tout au moins, à un lever complet de celles-ci avant toute prospection détaillée.

Chaque terrasse monogénique, représentant les vestiges d'une ancienne plaine alluviale, devait être évaluée à part puisqu'elle n'avait rien de commun avec les terrasses d'autres époques. Il fallait donc reconstituer si possible ces différents niveaux en raccordant entre eux les lambeaux épars qui, ayant résisté à l'érosion, représentaient des témoins des anciennes plaines alluviales.

En principe, toute cause perturbatrice mise à part, les teneurs devaient diminuer d'amont en aval d'une même terrasse ; de même, comme chaque terrasse était partiellement constituée au détriment de la précédente par un phénomène d'érosion qui s'accompagnait d'une concentration de l'or, les terrasses inférieures devaient se montrer plus riches que les terrasses supérieures, plus anciennes. On espérait donc, par l'étude détaillée des différents niveaux de terrasses, parvenir à délimiter les seuls niveaux dans lesquels la prospection détaillée se justifierait.

Ainsi qu'il est de règle dans toute étude de ce genre, au fur et à mesure que l'étude progressait, la complexité du problème ne fit que grandir, de nouveaux points d'interrogation surgissant à chaque pas.

Si la cartographie des terrasses de l'aval se révéla une

tâche relativement facile, leur nombre étant très limité et leur extension très grande, il en fut tout autrement à l'amont où le raccord entre les nombreux lambeaux de niveaux très variés se montra beaucoup plus difficile. Quant à l'étude des terrasses d'affluents, elle se heurta à des difficultés d'un autre genre du fait que, vers l'amont, on pénétra dans le domaine des gisements de piedmont dont le dépôt résultait de lois tout à fait différentes.

MOYENS MIS EN ŒUVRE POUR L'ÉTUDE DES TERRASSES.

Les différents niveaux de terrasses n'étant séparés que de quelques mètres, une assez grande précision de leurs mesures altimétriques était requise pour permettre les raccords. De simples levés barométriques étaient insuffisants. Il était cependant impensable, pour des raisons économiques évidentes, d'effectuer des levés tachéométriques de tous les lambeaux à repérer sur toute l'étendue des concessions.

On tourna la difficulté en opérant comme suit :

On établit un réseau triangulé qu'on rattacha aux points connus du réseau du Katanga et de la province du Kivu. On traça deux polygonales, une sur chaque rive de la Kyimbi, à un kilomètre environ de la rivière, une autre vers le pied de l'escarpement et une autre vers 1000 m d'altitude, c'est-à-dire à travers les éperons du flanc de la montagne. Enfin, on effectua des recoupes transversales distantes de 400 m environ, qui se rattachèrent aux polygonales et qui, de ce fait, donnèrent des profils barométriques de précision suffisante. Le levé fut complété par un itinéraire sur chaque rive de la Kyimbi et par un remplissage général à la planchette. Ces dispositions de principe durent évidemment être adaptées aux

circonstances locales : difficultés dues à la végétation, complexité locale exigeant un lever plus détaillé, etc.

Dans l'ensemble, ce lever correspondait à la précision du 20.000^e, mais les cartes furent fournies à l'échelle du 5.000^e. Elles donnaient les courbes de niveau tous les 10 m, la délimitation des lambeaux de terrasse ainsi que leur altitude et les altitudes de tous les points de transversales et des itinéraires.

Pour obtenir ce résultat, le géologue chef de mission avait eu à sa disposition un topographe et des prospecteurs. Il effectuait lui-même les diverses recoupes et levés barométriques et, grâce à l'habitude, parvenait à repérer ainsi les différents niveaux de terrasses. Ses interprétations étaient corroborées par les travaux des prospecteurs qui avaient pour tâche de creuser des lignes de trous le long des profils et dans tous les niveaux repérés par le géologue.

Outre le tracé des cartes, le géologue devait dessiner des profils transversaux et longitudinaux, et surtout, les interpréter. Il devait identifier chaque lambeau de terrasse et le situer dans l'échelle chronologique.

Ce travail était rendu plus délicat par suite de l'action dégradante de l'érosion qui enlevait une partie du limon et faisait ainsi disparaître les témoins de la surface primitive d'équilibre.

Cette tâche énorme fut menée à bien au cours des années 1936 à 1939, depuis l'amont de la Mudjale dans son parcours en plaine, jusqu'au confluent de la Kyimbi et de la Luama. L'étude des affluents fut toutefois limitée à ceux dont le cours se situe en concession SYMOR, SYLUMA n'ayant pas jugé utile de procéder à la même étude dans son domaine.

RÉSULTATS OBTENUS ET CONCLUSIONS DE L'ÉTUDE.

L'exactitude de ce travail préliminaire fut contrôlée, non seulement par les prospections complémentaires

faites en vue de l'évaluation, mais aussi et surtout, par l'exploitation elle-même, qui s'étendit en général jusqu'aux limites naturelles exactes des terrasses exploitées, lorsque celles-ci étaient assez riches. Bien que certaines petites extensions furent ainsi mises à jour par l'exploitation et que quelques niveaux tout-à-fait secondaires apparurent quand le *bed-rock* fut dénudé, on peut conclure que le travail effectué par la mission REMINA était d'une exactitude remarquable et que le document fourni répondait en tous points à la question posée. Grâce à ces cartes qui donnaient la surface occupée par chaque terrasse et aux résultats des puits fournissant des données sur l'épaisseur des sédiments, on put évaluer le tonnage des dépôts détritiques en terrasses de la Kyimbi à 65 millions de m³, soit, si on y ajoute les terrasses des affluents et les dépôts de piedmont, une masse de l'ordre de 100.000.000 m³.

Grâce à cette étude préliminaire, on savait que rien ne pourrait échapper à l'étude détaillée, on savait où il fallait donner l'effort et quelle devrait être l'ampleur de celui-ci.

La structure des terrasses apparut comme suit :

1) Chaque terrasse débute à l'amont par un *flat*, et ceci se marque particulièrement bien dans les affluents, notamment dans la Kuhua. A un certain endroit, la rivière s'enfonce et abandonne le *flat* qui devient terrasse et qui s'élève progressivement par rapport à la rivière dont le cours est plus rapide que celui de ses terrasses. Ces dernières semblent au contraire conserver de l'une à l'autre une même pente. L'allure générale est donnée sur le schéma de la *Planche 1*.

2) En général, seules les terrasses de faible altitude par rapport à la Kyimbi (0 à 15 ou 20 m) présentaient de l'intérêt au point de vue des teneurs ; ceci concernait

donc en principe chaque niveau de terrasse à partir du point où il cessait d'être *flat*, jusqu'à une certaine distance vers l'aval.

Cependant, entretemps, les prospections effectuées par les soins de SYMAF, en tant que gestionnaire des exploitations et dans le but d'éclairer celles-ci, avaient fait apparaître une conclusion très importante, à savoir que toutes ces tendances générales étaient masquées par un phénomène perturbateur de toute première importance : l'apport des affluents.

Tout l'or vient, en dernière analyse, de la montagne. Une partie est restée dans les dépôts de piedmont, une autre partie a été enlevée de ceux-ci par les ravins qui les traversent, ravins qui charrient également de l'or enlevé aux flancs de la montagne elle-même, mais qu'ils n'ont pas pu déposer dans leur cours supérieur en raison de la raideur du profil. Cet or est amené à la Kyimbi, soit actuellement dans son lit ou dans ses flats, soit, antérieurement, dans ses terrasses au moment où la rivière coulait à ce niveau. Celle-ci s'est alors chargée d'entraîner l'or vers l'aval en le diluant dans ses propres dépôts.

En conclusion de ce qui précède, on voit que la théorie énoncée ci-dessus de l'appauvrissement des terrasses vers l'aval doit être complétée et corrigée par l'influence prépondérante des affluents. Ainsi qu'on peut le voir sur la carte 2, aucun affluent provenant de la montagne ne vient enrichir la Kyimbi en aval de la Kuhua jusqu'à la Yatswa. Cette dernière apporte l'or qu'elle a drainé sur un large front de montagne. En fait, on constate un appauvrissement marqué des dépôts actuels et anciens de la Kyimbi à partir du confluent Kuhua vers l'aval et un enrichissement très marqué en aval du confluent Yatswa.

En même temps que cet appauvrissement des teneurs, on enregistre aussi une diminution de la grosseur de l'or. Ce fait, ainsi que l'apport d'or par les affluents, a été

mis en évidence lors d'une essai effectué par l'exploitation au confluent de la Lubitshako. L'or recueilli dans le lit de la Kyimbi immédiatement en amont du confluent était fin ; son histogramme montrait un maximum vers les fines catégories ; l'or recueilli en aval, au contraire, était nettement plus gros et l'histogramme de ses catégories criblométriques montrait deux maxima, démontrant le mélange de deux quantités d'or d'origine différente

Il restait à expliquer la présence d'or en quantités parfois très appréciables dans certains affluents qui ne remontent pas jusqu'à la montagne, tels que la Kikula, la Makungu, la Miukulu, la Lulanga, certains affluents de la Kakondja et de la Ngobongobo. La découverte des dépôts de piedmont en donna l'explication.

L'ÉVALUATION PROPREMENT DITE.

On n'avait pas attendu l'achèvement de tout le lever préliminaire pour entamer les prospections d'évaluation. Il fallait en effet éclairer l'exploitation qui avait pour tâche principale de fournir les ressources nécessaires pour la poursuite de l'étude générale.

La prospection des affluents et de leurs terrasses s'était effectuée sans trop de difficultés, les méthodes à mettre en œuvre relevant de disciplines parfaitement connues. La prospection des grands *flats* de la Kyimbi posait des problèmes plus difficiles en raison des grandes épaisseurs de recouvrement limoneux, en général peu cohérent, et de gravier souvent aquifère à gros éléments. Mais la plus grande difficulté, en ce qui concernait l'exploitation des résultats obtenus dans les puits, en vue d'une évaluation des réserves, résultait de la grande diversité des teneurs et des épaisseurs d'un puits à l'autre, même lorsqu'il s'agissait de puits relativement voisins. Comme il s'agissait souvent de *flats* étroits ne constituant

que des lambeaux, il était très difficile de faire une évaluation valable parce que le nombre de puits qu'il était raisonnable d'y creuser était trop faible. Malgré cela, l'observation de nombreux cas et surtout l'analyse des résultats de l'exploitation permit aux ingénieurs chargés des évaluations d'acquérir une expérience précieuse.

La prospection du lit de la Kyimbi se fit au *bankadrill* de six pouces. Les difficultés étaient presque insurmontables à cause de l'abondance des *boulders* de quartzite qui formaient en maints endroits la majorité du gravier et que la sonde devait réduire en petits morceaux par battage au trépan. Ici encore, l'analyse détaillée et l'observation minutieuse des résultats d'exploitation permirent de faire des évaluations qui, dans l'ensemble, se montrèrent très satisfaisantes.

La première idée de placer des sondages à 5 m l'un de l'autre suivant des lignes distantes de 50 m dut rapidement être abandonnée. En effet, dans cette rivière dont de nombreux tronçons sont encore au stade torrentiel, le gravier ne se présente pas sous forme de couches bien continues, mais sous formes de bancs plus ou moins importants dont certaines parties émergent parfois sous forme d'îles. Ces îles cheminent d'ailleurs, leurs éléments d'amont étant emportés par l'eau et se déposant à l'aval. Cette action a comme conséquence une concentration de l'or, les teneurs étant plus fortes à l'amont d'une île qu'à l'aval. Il fallait prospecter les bancs de gravier, ce qui explique qu'il n'était pas judicieux de conserver l'écartement théorique constant entre les lignes de sondages.

La preuve fut faite que l'or continuait à cheminer. En effet, à plusieurs reprises, on trouva, notamment après des crues, des galets de gravier couverts de paillettes d'or ainsi que des petites marmites, normalement à découvert, mais dans lesquelles une crue avait déposé un peu de gravier et des paillettes d'or.

Cet or, en cheminant, continuait bien entendu à suivre les mêmes lois qui régissent les dépôts. Lors de l'exploitation par batardeau de la rive intérieure d'une certaine courbe, on n'avait pas eu le temps, la saison des pluies étant proche, de retourner le batardeau pour exploiter l'autre rive. Comme les résultats avaient été très favorables, quelques années plus tard, on reconstruisit le batardeau au même endroit et on entama l'exploitation de la rive convexe ; ce fut bien entendu un échec total. On retourna le batardeau pour réexploiter l'intérieur de la boucle qui avait été si riche précédemment ; cette réexploitation fut largement payante grâce à l'or qui avait eu l'occasion de se déposer entre les deux périodes d'exploitation et qui provenait certainement d'un cheminement lent mais continu, suivant les mêmes chenaux favorables.

La prospection des terrasses de la Kyimbi ne posait pas des problèmes du même genre que ceux qui viennent d'être décrits. La grande extension des dépôts permettait de placer les puits suivant une maille dont on conservait le choix. Encore fallait-il rester dans les limites de prix de revient acceptables. Pendant la première période, celle pendant laquelle l'exploitant lui-même essaya de résoudre partiellement le problème pour ses propres besoins, plusieurs méthodes furent essayées : tranchées continues depuis la bordure de la terrasse jusqu'à sa limite extérieure, tranchées qui furent dénommées saignées, dont tout le recouvrement et le gravier furent lavés tronçon par tronçon dans des *sluices* et dont toutes les caractéristiques purent être relevées à loisir, telles que : variation de la criblométrie du gravier, variation des teneurs, nivellement détaillé du *bed-rock* et de la surface de séparation du recouvrement et du gravier. Outre l'avantage de la possibilité d'un examen aussi approfondi, les saignées permettaient de récolter de l'or et donnaient à l'exploitant un renseignement qu'il appréciait, soit le

poids d'or réellement recueilli au cours d'un important essai sur cube. L'inconvénient du système était sa lenteur et l'incertitude quant à l'écartement qu'il fallait adopter entre les différentes saignées pour qu'on soit en mesure d'étendre à leur intervalle les résultats de chacune d'elles. Ce moyen, impuissant à lui seul, constitua néanmoins un complément pour ainsi dire indispensable à la prospection par puits seuls.

Étant donné la diversité des teneurs, l'irrégularité du gisement, surtout à proximité des confluent, j'avais fait expérimenter une maille triangulaire, les puits étant placés d'abord à 20 m et, plus tard, à 30 m les uns des autres.

Un ingénieur-géologue de la REMINA fut envoyé sur place avec mission spéciale de réunir toute la documentation existante sur les prospections déjà effectuées et d'en tirer une conclusion quant à la meilleure méthode à adopter pour évaluer économiquement le gisement du 5^e parallèle. Par l'analyse des documents, il arriva à démontrer qu'il existait une plus grande régularité des teneurs dans le sens longitudinal des terrasses que dans le sens transversal ; en d'autres termes, qu'il y avait lieu d'adopter une maille allongée.

La conclusion générale de son étude se traduisit par la proposition de creuser, à titre expérimental, trois bandes de 200 m de large comprenant cinq lignes de puits distantes de 50 m, les puits étant placés sur chaque ligne à 10 m l'un de l'autre.

La distance entre bandes fut fixée à 500 m. Le souci principal, en rapprochant les puits à 10 m, était la crainte de voir échapper un *run* étroit, c'est-à-dire ayant moins de 10 m de large.

Or, ces terrasses devant être exploitées par des moyens puissants, tels que l'*hydraulic mining*, condition *sine qua non* d'une teneur limite faible, moyens qui ne s'accoutument pas de petites surfaces, il eût été de loin préfé-

nable de « rater » un *run* aussi étroit plutôt que de se laisser entraîner à des dépenses élevées pour un gisement qui n'en vaudrait pas la peine.

Les bandes en question furent réalisées pendant la guerre ; tous les puits, de gabarit uniforme de 1,8 m × 0,75 m, furent parfaitement échantillonnés et on put considérer que les teneurs obtenues représentaient réellement celles des puits.

Lorsque, après la guerre, l'exploitation de ces *placers* fut entreprise par *hydraulic mining*, l'exploitant trouva sur carte des renseignements très précieux dans les bandes où la prospection avait atteint la forte densité d'un puits par 500 m², mais il regretta l'absence de renseignements sur les bandes muettes de 500 m de large. On doit en conclure que le même nombre de puits réparti plus uniformément à travers toute la zone à étudier, aurait donné des renseignements plus précieux pour l'exploitation. En réalité, on retira près du double de l'or annoncé par la prospection. Ceci tient d'une part au fait que l'exploitation par *hydraulic mining* retire d'un gisement une plus grande proportion de l'or contenu que toute autre méthode, grâce à un débouillage parfait, et d'autre part, au fait que les zones riches décelées par les bandes de lignes de puits se sont étendues de part et d'autre plus loin que les zones pauvres. Cette particularité ne pouvait évidemment pas être mise en évidence par des bandes.

L'ingénieur-géologue, V. BATY, chef de mission de la REMINA en 1939, qui publia une étude sur l'évaluation des gîtes minéraux [2] était déjà alors arrivé à la conclusion que la maille devait être moins allongée et se rapprocher davantage de la forme du triangle équilatéral. Signalons aussi qu'en Colombie, nous avons vu utiliser, dans un flat à exploiter par *hydraulic mining*, une maille de 250 × 40 et, dans de vastes terrasses, une maille triangulaire un peu plus allongée que la maille du triangle équilatéral, les lignes étant distantes de 60 m et les puits également de

60 m sur chaque ligne. Ajoutons que, dans les deux cas, il s'agissait de gisements qui étaient loin de présenter les caractères de discontinuité que nous connaissons au 5^e parallèle.

Pour les lecteurs que la question des évaluations de gîtes détritiques intéresse, signalons l'ouvrage de P. V. GROSJEAN [3] que l'auteur, mathématicien provisoirement égaré dans des équipes de recherches géologiques de la REMINA, a rédigé après qu'il eut eu l'occasion de toucher de près à des problèmes d'évaluation qui se posaient aux géologues qu'il côtoyait.

CHAPITRE V

EXPLOITATION

PREMIÈRE PARTIE — EXPLOITATION PAR MÉTHODES MANUELLES ET PREMIÈRES TENTATIVES DE MÉCANISATION.

De 1932 à 1957, soit pendant un quart de siècle, la production des mines du 5^e parallèle a totalisé 7.250 kg d'or. Cela représente, au cours actuel, une valeur de l'ordre de 380 millions de francs.

Le *graphique 1* représente la production de chaque année.

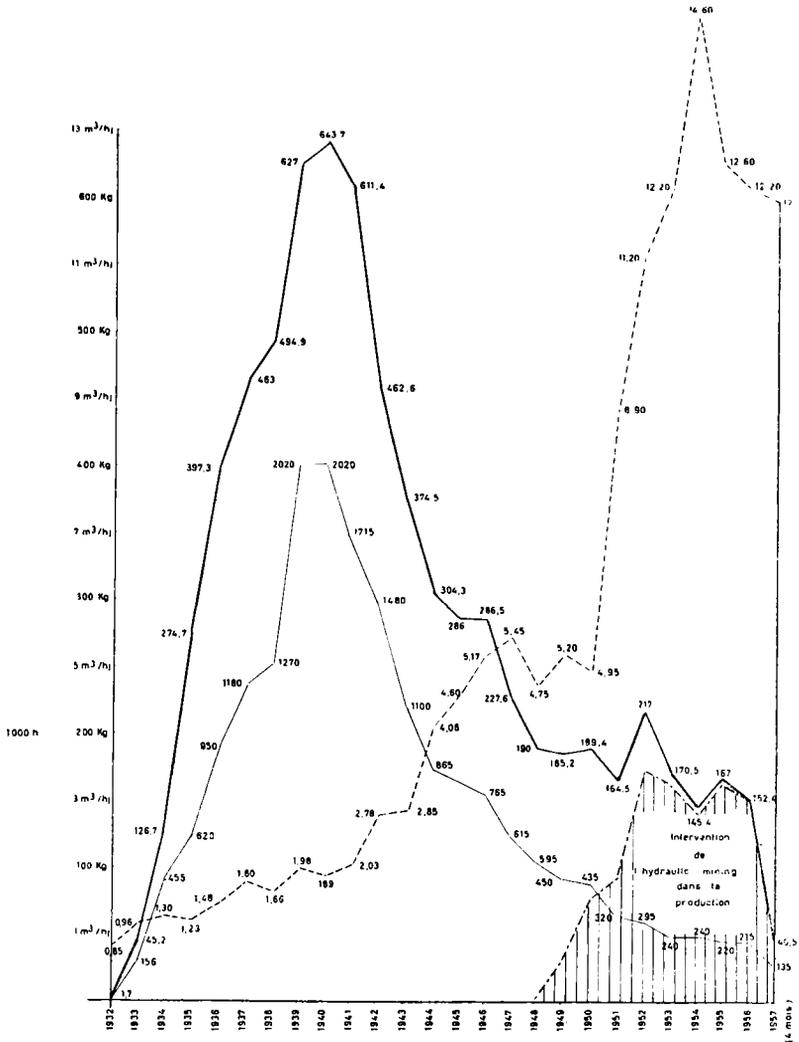
L'or provient de gisements détritiques comprenant les types ci-dessous :

gravier du lit de la Kyimbi,
dépôts des *flats* de la Kyimbi,
dépôts des terrasses de la Kyimbi,
lit et *flats* d'affluents,
terrasses d'affluents,
dépôts de piedmont.

Exploitation des graviers du lit de la Kyimbi.

La largeur du lit de la rivière varie entre 6 à 8 mètres dans les gorges et 20 à 40 mètres dans les parties larges. Dans les gorges il y a beaucoup d'eau et pas ou presque pas de gravier. Ces biefs ne sont pas exploitables. Dans les biefs larges, l'eau contourne par endroits des îles ou forme de petits rapides sur des bancs de gravier, mais la

majorité de celui-ci est cependant sous eau. L'exploitation ne peut donc se faire qu'en saison sèche et encore dans des conditions en général difficiles.



Graphique 1. — Caractéristiques générales de l'exploitation de 1932 à 1957.

Légende :

Trait gras : production annuelle en kilos d'or ;

Trait fin : effectif indigène aux chantiers, moyenne annuelle ;

Tirets : cube excavé par homme-jour aux chantiers.

La méthode consiste à isoler des cellules qu'on assèche par pompage et dont on extrait tout le gravier. On construit à cet effet des batardeaux d'une certaine longueur, suivant le cas, 20 à 100 ou même 200 mètres, suivant la ligne axiale de la rivière. On érige, au moyen de moellons de gravier, un double mur au milieu duquel on dame de l'argile ; la terre de termitière convient fort bien. Dans des cas difficiles, on a aussi utilisé des sacs remplis de terre. On raccorde ensuite l'extrémité amont de ce batardeau à une des rives, forçant toute l'eau à n'occuper que l'autre partie de son lit. Ceci constitue l'opération la plus délicate et il faut bien choisir le moment où on l'entreprend. Pour pouvoir disposer du maximum de temps pour vider la cellule, il y a intérêt à commencer les batardeaux dès le début de la saison sèche mais, à ce moment, on doit encore parfois subir des crues très violentes de la Kyimbi, le régime des fortes pluies étant encore en vigueur en haute montagne alors qu'il ne pleut plus dans la plaine. Il arrive souvent qu'en une nuit, tous les batardeaux érigés à grand peine sont détruits.

L'extrémité aval du batardeau est également raccordée à la même rive. Remarquons qu'un long batardeau est plus favorable parce que la différence de niveau entre la tête et la queue est plus grande et qu'ainsi une plus grande partie de l'eau s'évacue naturellement (*Planche 2*).

En général, la partie supérieure du gravier de la rivière est filtrant, tandis que les couches inférieures sont plus argileuses. La partie supérieure est souvent stérile, tandis que la partie argileuse est riche. Lorsque tout le gravier a été extrait d'une cellule, on retourne le batardeau, c'est-à-dire qu'on démolit les raccords à la rive et qu'on raccorde la tête du batardeau à l'autre rive, l'eau passant maintenant dans la partie qui vient d'être exploitée.

Le gravier transporté par brouettes ou chargé directement dans des goussières, était traité dans de petits

sluices posés sur le batardeau et alimentés si possible par l'eau de la rivière elle-même, prélevée par gouttières galvanisées, ou sinon par des pompes mues par des moteurs à essence. Celles-ci assuraient aussi l'exhaure des cellules quand le gravier laissait filtrer trop d'eau (*Photo 1*).

Le prix de revient du gravier du lit de la Kyimbi était forcément élevé, mais les teneurs étaient suffisamment attrayantes pour que, chaque année, on souhaitât exploiter le maximum de cube de gravier du lit. On constatait généralement qu'une des rives était nettement plus riche que l'autre, et ceci surtout dans les boucles de la rivière. Si on estimait que l'opération le justifiait, c'est-à-dire dans les cas où la largeur de la rivière le permettait et quand les pannes effectués le long du batardeau révélaient de fortes teneurs, après avoir vidé la première cellule, au lieu de raccorder la tête à l'autre rive, on construisait d'abord un nouveau batardeau dans la cellule vidée, tout contre l'ancien qu'on démolissait ensuite. Cela permettait d'exploiter le gravier se trouvant sous le batardeau.

Afin d'éviter de devoir, par suite de la montée des eaux en fin de saison sèche, abandonner une partie du gravier des cellules, on se contentait souvent, pour gagner du temps, d'extraire le gravier sans le laver et de le stocker sur les rives, à l'abri des crues, de façon à le laver quand les pluies seraient venues empêcher tout travail dans le lit de la rivière.

Exploitation des flats.

Contrairement à ce qui se passe dans les rivières qui ont atteint un niveau d'équilibre, la Kyimbi, vu son caractère torrentiel, ne coule pas dans un *flat* continu. Elle coule entre deux rives escarpées de grès rouges qui sont le support des terrasses. Elle n'abandonne que des tronçons discontinus de *flat* sans lien entre eux.

Il n'est donc pas possible de créer un drain suffisamment long pour que le niveau de l'eau soit abaissé au point de favoriser l'assèchement du *flat* par un drainage naturel.

Chaque *flat* devait faire l'objet d'une exploitation par cellule individuelle qu'il fallait mettre artificiellement à sec. Certes, l'exploitation des *flats* était plus facile que celle du lit de la Kyimbi et pouvait, de ce chef, se prolonger quelque peu en saison des pluies, mais l'évacuation du recouvrement posait des problèmes : une partie du stérile était d'abord rejetée dans le lit de la rivière (*Photo 2*) mais, vu les fortes épaisseurs, une grande partie de ce stérile devait être évacuée par brouettes à travers les *stots* de protection. On devait ouvrir des passages pour les brouetteurs, ce qui préparait malheureusement la voie à l'eau des crues qui venait régulièrement envahir les tranchées, amenant des boues qui compliquaient le problème de l'exhaure.

Les grandes tranchées exploitées de cette manière furent utilisées pour détourner l'eau de la rivière, mettant ainsi à sec des tronçons du lit dont le gravier pouvait être extrait facilement.

Dans certains cas, on disposait, sur la terrasse qui dominait le *flat* à exploiter, d'eau prélevée aux affluents par de petits *races*. On se servit alors de cette eau pour abattre et chasser le recouvrement, à gros rendement. Cette opération amenait une telle économie de main-d'œuvre et de temps qu'on s'aperçut que, même en utilisant de l'eau coûteuse obtenue par pompes à essence, l'opération serait payante et ce procédé fut dès lors appliqué en grand.

De même, le détournement de la rivière dans des *flats* présentait de tels avantages par rapport à l'exploitation par batardeaux, qu'on conçut le projet de détourner la rivière en recoupant des boucles de la Kyimbi, même à travers les rives en grès rouge. Un premier pro-

jet fut réalisé au confluent de la Kuhua, réalisant l'assèchement d'une boucle de plusieurs centaines de mètres de long. L'or était visible sur le *bed-rock* et l'opération fut très bénéficiaire.

Tunnels (Carte 2).

Encouragé par ce succès, on conçut un projet plus ambitieux encore : celui de détourner la rivière dans des tunnels à creuser dans le grès rouge.

La première tentative de ce genre consista à recouper près du confluent de la *Makungu*, une boucle de 1500 m de long, par un tunnel de 53 m prolongé par un canal d'entrée de 120 m. La section du tunnel était de 8,8 m². Les trous de mine furent forés à la main et le tunnel fut attaqué en même temps par l'amont et par l'aval. Il fallut y consacrer 2.088 h /j ; le coût du tunnel s'éleva à 70.000 francs en 1941.

L'opération ayant pleinement réussi, on s'attaqua à la boucle dite de l'as de trèfle, au confluent de la Lulanga. On mit à sec 4,5 km de rivière, par le creusement d'un tunnel de 250 m de long précédé d'un canal d'amenée d'où il fallut extraire 12.000 m³ de recouvrement, gravier et roche.

Voici quelques données techniques au sujet de ce travail :

- section du tunnel : $2,6 \times 2,2 = 5,7 \text{ m}^2$.
- utilisation d'un compresseur Ingersoll et d'un marteau Ingersoll (attaque uniquement par l'aval), d'un ventilateur Diesel National donnant 500 litres d'air à la seconde.
- durée du travail : 250 jours à deux postes, soit un mètre par jour.
- main-d'œuvre utilisée pour le tunnel : 2912 h /j.
- consommation : compresseur : 1262 heures de marche
5365 litres de mazout
- taillants usés : 935
- longueur forée : 5151 mètres
- explosifs : 0,9 kg par m³
détos 2 par m³
- coût total : 480.000 francs en 1942.

Malgré qu'une partie importante du lit ainsi asséché eut déjà été exploitée par batardeaux, l'opération fut très largement bénéficiaire.

Un troisième tunnel fut creusé à travers la boucle de la Kyimbi, près du confluent de la Modja, mais ici on rencontra des difficultés à cause de la stratification entrecroisée voisine de l'horizontale. Ce tunnel de 75 m de long coûta 125.000 francs et la marge bénéficiaire fut réduite parce que le bief asséché était plus court et moins riche.

Exploitation des terrasses de la Kyimbi.

L'exploitation des terrasses se présentait de façon beaucoup plus simple du moment qu'on disposait d'eau en hauteur au niveau de la terrasse même. On creusa à cet effet de petits *races* qui prélevaient l'eau dans des affluents et qui l'amenaient à grand'peine sur les terrasses, en général en quantités insuffisantes. On installait alors des chantiers à chargement direct, c'est-à-dire que, sans l'intermédiaire de brouettes, le recouvrement et le gravier étaient basculés dans des rigoles creusées dans le *bed-rock* et dans lesquelles on disposait des gouttières métalliques qui acheminaient le tout vers un *sluice* accroché aux flancs de la terrasse. On continuait ainsi jusqu'à la hauteur que les hommes pouvaient atteindre en pelletant le gravier dans les dites gouttières. Le rendement de 5 à 6 m³ par h/j, près du bord de la terrasse, tombait à 2 ou 3 m³ par h/j lorsque le rejet devait se faire en hauteur.

Au delà de la limite ainsi accessible par les gouttières, on devait transporter le gravier soit par brouettes, soit par Decauville. Ce dernier moyen ne pouvant être utilisé pour de petites quantités, on fut amené à étudier le moyen de laver de gros cubes horaires.

On essaya des *sluices* plus larges à plusieurs dispositifs de criblage destinés à enlever du *sluice* les grosses caté-

gories criblométriques du gravier après un bon débouage, afin de pouvoir réduire la vitesse de l'eau et favoriser ainsi le dépôt de l'or fin. Ces *sluices* expérimentaux étaient d'installation coûteuse et nécessitaient beaucoup de main-d'œuvre pour le fonctionnement des *grizzlies*. On ne pouvait donc pas les déplacer fréquemment ; il s'en suivit qu'on fut contraint d'y amener du gravier qui venait d'assez loin, même suivant un transport parallèle à la rive. Ceci constituait une opération anti-économique qui pesa lourdement sur le prix de revient (*Photos 3 et 4*).

Afin d'alimenter des *sluices* de grande capacité horaire, on monta un chantier où le gravier était chargé dans des wagonnets Decauville par une pelle mécanique 17 RB. Il fut impossible de réaliser de bons rendements avec cette pelle, parce que la proportion de gros *boulders* était trop grande et qu'il s'agissait aussi de gravier très dur. Cette expérience dut être abandonnée.

L'exploitation véritablement économique des terrasses ne fut réalisée que par l'*hydraulic mining*.

Exploitation des affluents.

Ce problème se présentait de façon très différente suivant les caractéristiques de ces affluents. Certains d'entre eux, tels que la Kikula, la Makungu, les sous-affluents de la Marengo, de la Lulanga ou de la Ngobongobo, ne viennent pas de la montagne. Leur gravier est de petite dimension et le seul problème est celui de l'alimentation en eau, qu'on résolvait parfois en recyclant l'eau par pompage.

Les autres affluents qui descendent de la montagne ont un gravier constitué de gros éléments, lesquels atteignent plusieurs mètres cubes à proximité du pied de la montagne ; ils ont des terrasses et les épaisseurs sont plus grandes (*Photo 5*).

L'exploitation du lit et des *flats* de ces affluents pré-

sentait de grosses difficultés, non seulement à cause de l'eau, mais surtout à cause des fortes épaisseurs et de la dimension des *boulders*. Les teneurs n'étaient pas élevées, ce qui explique le discrédit de ce genre de gisement auprès des exploitants. Les terrasses, au contraire, étaient non seulement bien plus faciles à exploiter, mais les teneurs, chose paradoxale, étaient souvent supérieures à celles des graviers du fond.

La présence de *boulders* et l'absence d'eau en quantité suffisante empêchaient la mécanisation de ce genre d'exploitation. Ces gisements étaient, malgré ces difficultés, d'un excellent rapport en raison de leur teneur élevée.

Exploitation des dépôts de piedmont.

Aux endroits où il était possible d'amener de l'eau en charge sur ces dépôts, l'exploitation était très facile, les conditions topographiques étant analogues à celles qu'on rencontre ailleurs dans les gîtes éluvionnaires, où la pente se prête fort bien à l'évacuation des produits. Le *ground sluicing* fut utilisé dans certains cas et c'est ainsi qu'on réalisa le prix de revient du m³ le plus bas.

TABLEAU I. — Caractéristiques de l'exploitation à diverses époques (chiffres arrondis).

	1934	1936	1940	1956
Production (en kg d'or)	127	400	645	152
Cube total excavé	175.000	425.000	1.310.000	800.000
H /j chantiers	136.000	285.000	605.000	65.000
Effectifs totaux aux mines	850	1.900	3.750	425
Rendement excavé par h /j chantier	1,30	1,53	2,17	12,30
Cube excavé par homme /an (effectif total)	210	225	350	1.900
Production par h /j chantier en g d'or	1,93	1,39	1,06	2,35
Productivité, c'est-à-dire production par homme /an (effectif total)	158	210	170	360
Teneur /excavé	0,72	0,93	0,49	0,18

La production maximum est atteinte en 1940. Ce résultat est obtenu en traitant un cube important, grâce à l'augmentation considérable des effectifs, circonstance qui permet de traiter des teneurs moindres à cause de la répartition des frais généraux. Les terrasses interviennent pour une part importante, ce qui explique la teneur moindre que les années antérieures et l'augmentation du rendement en m³ excavés par h /j.

L'*hydraulic mining* (1956) permet de sextupler le cube réalisé par homme et par an. Ceci permet de combattre efficacement la baisse des teneurs et de réaliser une productivité élevée : 360 g par homme /an, alors que la productivité moyenne pour les gisements aurifères du Congo n'a été que de 260 g en 1955 et 243 g en 1956 [5, page 1022] et [6, page 1130].

RÉPARTITION SPATIALE DE LA PRODUCTION.

De juin à décembre 1940, soit pendant 7 mois, on a extrait les quantités d'or détaillées dans le tableau 2 ci-après (chiffres arrondis) des différents types de gisement, avec les caractéristiques suivantes :

TABLEAU 2. — Quantités d'or, avec caractéristiques, extrait des différents types de gisement de juin à décembre 1940.

	Produc- tion (en kg)	Teneur en g par m ³ excavé	Rendem ^t en m ³ excavés/ h/j	Produc- tion par h/j chan- tier	Produc- tion limi- te par h/j chan- tier	Bénéfice par h/j chantier	Teneur limite	Bénéfice par m ³ en g d'or
Lit de la Kyimbi	103	1,00	1,18	1,18	0,71	0,47	0,60	0,40
Flats de la Kyimbi	72	0,46	2,13	0,98	0,72	0,26	0,33	0,13
Terrasses de la Kyimbi	88	0,46	2,70	1,25	0,75	0,50	0,27	0,19
Lit et flats d'affluents	80	0,56	2,12	1,19	0,52	0,67	0,24	0,32
Terrasses d'affluents	23	0,42	2,37	1,00	0,50	0,50	0,21	0,21
Dépôts de piedmont	2,5	0,38	2,65	1,01	0,51	0,50	0,19	0,19
	368,5	0,56	2,02	1,14	0,66	0,48	0,32	0,24

ORDRE DÉCROISSANT DES BÉNÉFICES RÉALISABLES PAR
MÈTRE CUBE.

Un m³ de gravier du lit de la Kyimbi contient en moyenne un gramme d'or et laisse un bénéfice voisin de 0,4 g soit 67 % environ de ce qui a été dépensé, et cela grâce à sa teneur élevée et malgré les difficultés d'exploitation par batardeaux. Après, viennent dans l'ordre : le lit et les *flats* des affluents (mais comme pour le lit de la Kyimbi, ces réserves sont relativement vite épuisées), les terrasses d'affluents, les terrasses de la Kyimbi et les dépôts de piedmont et, enfin, les *flats* de la Kyimbi.

BÉNÉFICES RÉALISABLES PAR h/j CHANTIER.

Dans ce cas, l'ordre hiérarchique est différent et c'est aux lit et *flats* d'affluents que revient la première place, suivis, dans l'ordre, par les terrasses de la Kyimbi, les terrasses d'affluents et les dépôts de piedmont à égalité, et puis seulement le gravier du lit de la Kyimbi et, enfin, les *flats* de la Kyimbi qui suivent de loin.

Certains chantiers du lit et des *flats* de la Kyimbi ont été munis de motopompes pour l'exhaure : il en fut de même de chantiers d'affluents et même de chantiers de terrasses mais, dans ce cas, ce fut uniquement pour l'alimentation des chantiers en eau de lavage. Cette semi-mécanisation entraîne une hausse de la teneur limite indiquée ci-dessous en g d'or par m³ :

TABLEAU 3. — Hausse de la teneur-limite
résultant de la semi-mécanisation des chantiers.

	Lit Kyimbi	<i>Flats</i> Kyimbi	Terrasses Kyimbi	Afflu- ents
Chantiers ordinaires	0,54	0,265	0,254	0,235
Chantiers à motopompes	0,60	0,335	0,270	0,320

Il ne faudrait évidemment pas conclure que le pompage motorisé était nuisible puisqu'il augmentait la teneur limite. Il faut avoir présent à l'esprit le fait que les chantiers sans exhaure mécanique s'adressaient à des zones relativement faciles, où le pompage était réduit tandis que les chantiers où fonctionnait le pompage mécanique étaient des chantiers difficiles, où le pompage manuel aurait été très coûteux ou même totalement insuffisant. En bref, ces réserves n'auraient pas été exploitables sans pompage mécanique.

DIFFICULTÉS SAISONNIÈRES.

Le bénéfice maximum par h/j chantier s'obtenait par l'exploitation des affluents ; ensuite, des dépôts de piedmont et des terrasses. Cette exploitation n'y était en général possible qu'en saison des pluies et encore en quantité limitée par le débit naturel des ruisseaux qui diminue sensiblement et peut même tomber à zéro en saison sèche.

Par contre, en saison sèche, le bénéfice par h/j chantier occupé dans le lit de la Kyimbi était un peu moindre mais, comme la plupart des chantiers étaient alimentés par l'eau de la rivière elle-même, il n'y avait aucune restriction quant au nombre de travailleurs qu'on pouvait y affecter.

Comme le développement des mines exigeait que la Kyimbi fût vidée avant l'exploitation des terrasses et que, d'autre part, le seul remède à la hausse des prix était l'augmentation du cube traité annuellement, on avait été amené à augmenter les effectifs des travailleurs. En saison sèche, on en utilisait le maximum possible aux chantiers. En saison des pluies, un certain nombre d'entre eux ne pouvant pas être utilisés aux chantiers, faute d'eau, on les affectait au creusement de *races*.

A chaque changement de saison, il y avait un déménagement complet de camps entiers, car les camps d'ex-

exploitation des affluents étaient trop éloignés de la Kyimbi et, de plus, l'épuisement progressif des réserves du lit de la Kyimbi obligeait chaque année à s'étendre plus loin le long de la rivière. Le moment devait être bien choisi ; des prévisions météorologiques correctes eussent été les bienvenues.

Dans le tableau 4 ci-après figure le détail du programme de l'année 1941 élaboré en 1940 à la suite d'un examen détaillé des statistiques de l'exploitation antérieure et grâce à la connaissance de plus en plus parfaite du gisement. La comparaison avec les résultats montre à quel point on peut se rapprocher de la vérité par des prévisions raisonnées.

L'exploitation du bassin de la Lugumba intervient pour la première fois ; c'était la plus grande inconnue du problème (Le premier chiffre de chaque ligne indique l'effectif moyen aux chantiers, le second indique la production mensuelle moyenne prévue).

TABLEAU 4. — Programme d'exploitation pour l'année 1941.

Époque de l'année	SY- MOR	SYLUMA (Kyimbi)	SYLUMA (Lugumba)	Totaux
Saison des pluies 15 décembre au 15 mai =	825 h	625 h	120 h	1.580 h
5 mois	21,5 kg	17 kg	3,7 kg	42,2 kg
Mois de transition 15 mai au 15 juin	835 h	800 h	200 h	1.835 h
Saison sèche 15 juin au 15 novembre =	18 kg	19 kg	6 kg	43 kg
5 mois	745 h	1.000 h	300 h	2.045 h
Mois de transition 15 novembre au 15 décembre	22,9 kg	31,2 kg	10,9 kg	65 kg
Totaux	835 h	800 h	200 h	1.835 h
	19,4 kg	20 kg	5 kg	44,4 kg
	259,4 kg	280 kg	84 kg	623,4 kg

La comparaison des prévisions et des réalisations est donnée ci-après dans le *tableau 5* :

TABLEAU 5. — Comparaison des prévisions
et des réalisations de l'exploitation des gisements
pour l'année 1941.

Sociétés	Prévision	Réalisation
SYMOR	259,4 kg	261.138 g
SYLUMA	364 kg	350.276 g
Total	623,4 kg	611.414 g

L'effectif moyen aux chantiers était de 1.580 h en saison des pluies, produisant 42,2 kg par mois, soit 26,7 g par homme /mois et 2.045 hommes en saison sèche, produisant 65 kg par mois, c'est-à-dire 31,8 g par homme /mois.

L'excédent d'effectif disponible en saison des pluies fut utilisé à creuser le grand *race*, véritable cordon ombilical, qui rendit possible l'amenée d'eau sous pression sur les moindres placers situés en contre-bas, sur tout son parcours, et permit surtout d'appliquer l'*hydraulic mining*, gros consommateur d'eau.

* * *

DEUXIÈME PARTIE — EXPLOITATION PAR *HYDRAULIC MINING*.

The principal problems of hydraulic mining are connected with water supply, sluice grades and dumproom ; the method appears simple, but has rigid limitations. Some small scale hydraulicking is successfull, but as a rule it is adapted to large outputs ; it requires large initial invesment and skilled management and engineering.

PEELE, *Mining Engineer's Handbook*

La méthode a été décrite [4, pp. 2 et 3] et les facteurs qui influencent le coût du m³ traité ont été discutés [4, pp. 6 à 10].

L'essentiel est repris ci-après pour la compréhension du texte. Il s'y ajoute de nombreuses données pratiques résultant de l'expérience acquise depuis la rédaction de la première note.

La méthode d'exploitation par *hydraulic mining* est connue depuis un siècle environ ; elle a été utilisée sur une grande échelle dans les pays anglo-saxons et a été introduite notamment en Colombie, où il existe, au pied des trois branches de la Cordillère des Andes, d'énormes quantités de dépôts détritiques aurifères.

Cette méthode consiste à abattre le gravier, ainsi que les terres stériles qui le recouvrent au moyen d'un puissant jet d'eau sous pression. On se sert à cet effet d'une espèce de canon facilement orientable en hauteur et en direction, appelé *monitor*.

Le jet d'eau en sort par un ajutage amovible dont on possède un jeu de dimensions différentes, de façon à l'adapter au débit et à la pression qu'on désire obtenir.

La conception des *monitors* a été récemment considérablement améliorée par les constructeurs, réalisant

surtout un équilibrage parfait, indispensable pour résister aux efforts qui se développent quand on utilise de fortes pressions.

On conçoit que, si on dispose de moyens puissants, on peut abattre des cubes très élevés avec peu de main-d'œuvre. Ceci explique le succès de la méthode. Citons à ce sujet l'emploi, en Alaska notamment, de *monitors* géants débitant un m³ d'eau à la seconde et servant à exploiter des couches de gravier à faible teneur qui se présentent sous de fortes épaisseurs.

Il va de soi cependant que cette méthode, utilisant uniquement des *monitors* pour chasser le gravier et la terre n'est applicable que si l'appareil de récupération se trouve situé plus bas, c'est-à-dire si les gisements surplombent d'assez haut l'endroit où on peut déverser le gravier qui a traversé le *sluice*.

Les seuls gisements qui s'y prêtent sont donc des terrasses ou des éluvions et encore faut-il que les conditions topographiques soient favorables.

L'*hydraulic mining* est cependant applicable aussi à des dépôts de *flat*, où le *sluice* est forcément placé plus haut que la base du gisement ; dans ce cas il est nécessaire de relever le gravier, la terre et l'eau. On se sert à cet effet d'élevateurs hydrauliques, aussi dénommés éjecteurs [4, p. 3].

Toute l'opération de traitement de *placers* par *hydraulic mining* peut en somme se résumer à ceci : transporter de l'eau d'abord, du gravier ensuite, le traiter pour en extraire l'or et enfin le déposer en un endroit approprié, où il ne puisse gêner les opérations futures.

Le transport de l'eau revêt une importance telle, que l'on a jugé nécessaire d'y consacrer un chapitre spécial, intitulé, « L'équipement hydraulique ». Les solutions utilisées au 5^e parallèle y sont décrites.

En Colombie l'auteur a vu utiliser l'énergie électrique fournie par une centrale, pour actionner des pompes qui

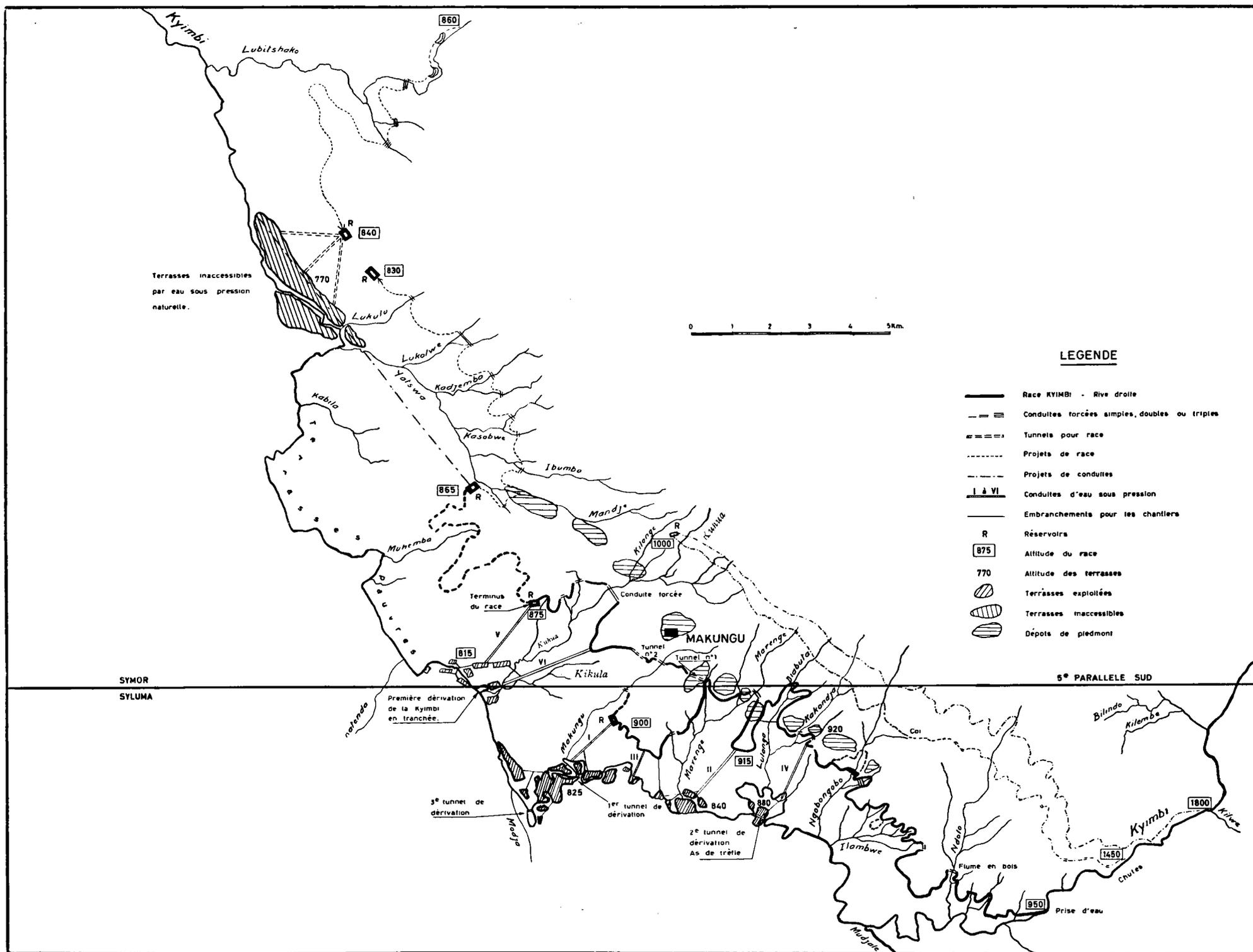
refoulent de l'eau puisée à même la rivière, dans une conduite située moins haut en altitude, que la hauteur de refoulement de la pompe ; il en résulte que l'eau se trouve sous pression dans cette tuyauterie, comme si celle-ci partait d'un réservoir situé en hauteur.

Dans deux cas, la station de pompage était fixe et refoulait directement dans une conduite qui courait le long des *placers* situés dans un grand *flat*. Dans deux autres cas, la station de pompage était montée sur barge, d'où partaient une ou deux conduites qui escaladaient la berge pour atteindre les terrasses ou bien couraient également dans un *flat*. Ces barges étaient déplacées au fur et à mesure que l'exploitation progressait. Cette dernière solution est évidemment la plus souple et on aurait pu l'employer au 5^e parallèle si on avait disposé de courant électrique. Il aurait toutefois fallu prendre des précautions pour que les barges ne soient pas emportées par les crues.

Pour se procurer de l'eau sous pression il faut naturellement supporter des dépenses d'investissement importantes. Cependant, ainsi qu'il sera expliqué au chapitre suivant, le coût du m³ d'eau fournie sous pression diminue au fur et à mesure que le débit augmente ; pour les très faibles débits le coût des canaux et des tuyaux est relativement élevé. Seule une solution à grande échelle est économiquement avantageuse, si le nombre de m³ à traiter le justifie.

Au 5^e parallèle ces conditions favorables étaient réunies. En effet, le cube de gravier réparti en terrasses surplombant la Kyimbi d'une hauteur suffisante était énorme et la chute de la Kyimbi d'un débit de plusieurs m³/s, devait permettre de se procurer de l'eau sous pression suffisante à un prix abordable.

Avant de se lancer définitivement dans cette voie, il fallait cependant procéder à certaines vérifications : compléter l'étude du gisement, au moins jusqu'à ce



Carte 2. — Mines du 5^e parallèle sud, *Hydraulic mining*. exploitation et travaux préparatoires.
 La Kuhua se jette dans la Kyimbi à l'endroit où cette rivière franchit le 5^e parallèle.



qu'une réserve suffisante fût mise à jour, constater par des essais d'abattage par eau sous pression, que le gravier ne serait pas trop dur à abattre et faire une étude des conditions d'adduction d'eau.

L'abattage du gravier.

Cette opération ne présente en général pas de difficulté pour autant que la pression du jet d'eau soit suffisante, soit pour fixer les idées de l'ordre de 4 à 7 kg/cm².

Il est essentiel que le *monitor* soit placé assez près du front à abattre. Il faut toutefois prendre la précaution de le mettre à l'abri d'éboulements. L'attaque doit se faire obliquement et non perpendiculairement à la paroi. (*Photo 6*).

Si le gravier est latérisé, il est très dur et un jet d'eau, même puissant, n'en vient pas facilement à bout. Le gravier s'effrite seulement et ce n'est qu'à la longue, que des blocs se détachent. Si ceux-ci ont été arrosés pendant assez longtemps, ils se débitent en tombant, mais ce n'est pas toujours le cas.

La couche latérisée de gravier ne s'étend presque jamais sur toute la hauteur et la couche proche du *bed-rock* est plus facile à abattre, ce qui permet de procéder au havage.

En général, quand on a affaire à du gravier latérisé on est obligé de recourir à l'explosif. De petites charges, disposées à 1 m de distance et ne pénétrant qu'à quelques décimètres de profondeur sont en général suffisantes pour produire une bonne fracturation facilitant le travail du *monitor*.

Évacuation du gravier vers le sluice.

Le gravier accumulé au pied du front d'abattage doit ensuite être amené au *sluice* situé en contre-bas, où il doit abandonner l'or qu'il contient.

Si la pente du terrain est suffisante, ce qui ne peut se

concevoir que dans le cas d'éluvions accrochées aux flancs de collines assez raides, la pulpe composée d'eau, de gravier et de recouvrement peut d'elle-même atteindre le *sluice* ; mais en général, et surtout dans le cas de terrasses sans pente, il faut chasser le tout par un *monitor* qu'on appelle le *monitor* de chasse, dans une rigole creusée dans le *bed-rock*.

Le transport du gravier situé à proximité de la bordure de la terrasse exige évidemment beaucoup moins d'effort que celui qui en est éloigné. Pour ce dernier, il est nécessaire de le chasser au moyen d'un *monitor* supplémentaire, ou d'utiliser à cet effet le *monitor* d'abattage (*Photo 7*).

C'est pourquoi celui-ci est souvent placé sur le bord de la tranchée qu'on se propose d'exploiter, à la surface du sol, c'est-à-dire sur le stérile. Le jet d'eau est alors dirigé vers le bas, en direction du *sluice*.

Pour que le transport du gravier abattu se fasse dans de bonnes conditions, il est indispensable que le flot d'eau ne soit pas éparpillé, sans quoi il perd évidemment son efficacité. Tout l'art de l'opérateur consiste précisément à respecter cette condition.

Mode opératoire (Planche 3).

Le meilleur moyen consiste à commencer par délimiter sur le terrain la surface qu'on se propose d'exploiter au cours d'une période donnée, par exemple un mois. On creuse alors au moyen du *monitor* une rigole dans le stérile et le gravier sous-jacent, rigole qui se dirige vers le point d'évacuation et qui s'éloigne jusqu'à l'extrémité de la zone à exploiter.

Le *monitor* recule donc le long de cette rigole. Arrivé à son extrémité, le *monitor* se place sur une ligne oblique et prolonge la rigole jusqu'à l'extrémité latérale de la zone à exploiter, en creusant une autre rigole qui se déverse dans la première. Si nécessaire, un *monitor* de

chasse reste en position à l'extrémité de la première rigole pour chasser le gravier qui vient de la rigole latérale. Lorsque le *bed-rock* est constitué de roches tendres, telles que granite altéré, schistes ou grès tendres, ce dernier cas étant celui du 5^e parallèle, une certaine usure se produit par le passage du gravier, surtout quand ce dernier est constitué de quartz ou de quartzites. La rigole s'enfonce donc dans le *bed-rock* ; on favorise cette action par l'enlèvement de blocs de roche à coups de barre à mine.

On élargit alors la rigole par l'action du *monitor* en commençant par son extrémité amont. Ce faisant, les blocs de gravier trop gros pour être chassés jusqu'à la table sont dégagés et il faut par conséquent ménager un emplacement pour les déposer. Ces manipulations entraînent l'arrêt du *monitor* d'abattage et, par conséquent une diminution du cube horaire. Pour obvier à cet inconvénient, dès que la première rigole latérale est creusée, on en creuse une autre, symétrique par rapport à l'axe du chantier, en utilisant un troisième *monitor* qui fonctionne pendant que l'autre est arrêté. C'est ce qui s'appelle travailler à deux fronts. Les hommes enlèvent donc alternativement les *boulders* situés dans l'une et puis dans l'autre surface dégagée.

La rigole primitive est maintenue intacte le plus longtemps possible, sauf qu'elle est approfondie progressivement, de façon à avoir une pente favorable à l'écoulement, soit à l'aide de coups de barres à mine, comme déjà dit, soit à l'aide d'explosifs, si nécessaire.

Pour des raisons de sécurité la rigole creusée dans le gravier est plus large que celle qui est creusée dans le *bed-rock* et la rigole dans le stérile est également plus large que la rigole dans le gravier.

Il faut en effet éviter que des éboulements ne mettent en danger les hommes qui sont amenés à travailler dans la rigole du *bed-rock*. Au point de vue de la bonne évacua-

tion du gravier, cela ne présente naturellement aucun inconvénient, du moment que toute l'eau et le gravier circulent dans le fond de la rigole. Cela présente en outre l'avantage de permettre d'évacuer plus facilement des *boulders* qui auraient été charriés jusque là et qu'on ne désire pas voir atteindre le *sluice*.

Lorsque la tranchée est terminée, on en délimite une autre et on procède pour celle-ci exactement comme on l'a fait pour la première, c'est-à-dire qu'on prolonge, en reculant, la première rigole jusqu'à l'extrémité de la nouvelle tranchée et ainsi de suite, laissant un *stot* en place entre la première et la seconde tranchée, *stot* qui n'est abattu qu'à la fin de l'exploitation de cette deuxième tranchée.

Cependant, la rigole principale a bien entendu dû être approfondie pour conserver une pente suffisante à l'écoulement des produits de l'abattage. Cette opération, qui a peut-être dû, cette fois, être faite à l'explosif, a demandé du temps pendant lequel les *monitors* d'abattage et de chasse ont dû être arrêtés. On a mis cette période de plusieurs jours à profit pour opérer le nettoyage complet du *bed-rock* dénudé au cours du mois. Cette opération est de la plus haute importance car le métal précieux pénètre dans les fissures et les marmites du *bed-rock* et il est nécessaire de l'en déloger. A cet effet, nous avons d'abord utilisé, comme cela se fait couramment en Colombie, des lances d'arrosage qui sont tenues par un ou deux hommes et qui débitent de l'eau sous pression à travers un ajutage d'un pouce à un pouce et demi de diamètre. La poussée qui résulterait de l'emploi d'ajutages plus grands serait telle que les hommes seraient incapables de maintenir la lance. On chasse ainsi vers le zone balayée par le *monitor*, tout le restant de gravier et l'or qui l'accompagne.

Ce système donne d'excellents résultats lorsqu'on a affaire à un *bed-rock* lisse. Au 5^e parallèle, où le *bed-rock* est généralement fissuré et où il y a des marmites, l'em-

ploi de ces lances dut être abandonné ; l'or était chassé plus profondément dans les fissures. Il fallut se résoudre à piocher le *bed-rock* et à nettoyer les fissures au moyen de machettes et de longs clous aplatis.

Les *clean-ups* des *sluices*, effectués à date fixée d'avance, par exemple au dernier jour du mois, ne peuvent donc pas récolter tout l'or libéré au cours de la période de travail ; il en reste fatalement une certaine partie sur le *bed-rock* non nettoyé et dans les rigoles. En fait, on a constaté à maintes reprises que l'or recueilli dans le *sluice*, alors que, ni le *bed-rock*, ni la rigole n'avaient encore été nettoyés, n'atteignait qu'une faible partie de l'or contenu originellement dans le gravier abattu. Cette proportion ne représentait parfois que 15 à 20 % de l'or total.

Il en résulte que le chef d'exploitation ne peut fournir chaque mois, pour chacun de ses chantiers, la quantité totale de l'or libéré. Les tableaux d'extraction qui réunissent les statistiques de l'exploitation ne porteront donc que sur l'or recueilli dans le *sluice*. On ne peut pas en déduire que la teneur du gravier est celle qui résulte de la division du poids d'or recueilli par le cube de gravier abattu. Ce n'est que lorsqu'on quitte un emplacement et que toutes les opérations de nettoyage sont terminées qu'on est en droit de calculer la teneur réelle récupérée.

L'opération de nettoyage du *bed-rock* est longue et coûteuse ; il faut éviter à tout prix de devoir la recommencer sur des aires de *bed-rock* déjà nettoyé. On s'efforcera donc d'éviter de chasser du gravier sur ces aires. De même, le nettoyage d'une rigole est très coûteux et il ne faut y procéder que quand c'est absolument nécessaire, c'est-à-dire quand il faut approfondir la rigole ou quand la quantité d'or qui est contenu dans le gravier qu'on y maintient à dessein, est suffisamment importante pour tenter des voleurs.

Il faut partir du principe suivant : tant que l'eau coule dans la rigole, les vols sont impossibles. Quand l'eau est

arrêtée et qu'on doit momentanément abandonner le chantier, il faut laisser dans la rigole une quantité suffisante de gravier, dont seule la couche inférieure est riche, pour décourager toute tentative de vol, qui exigerait la manipulation d'un cube excessif de gravier.

C'est en partie pour rendre les vols impossibles que l'exploitation fut poursuivie jour et nuit. Cet avantage s'ajoute à celui d'un abaissement du prix de revient qui résulte d'une meilleure utilisation de l'eau.

Les équipes comprenaient normalement 4 hommes par poste de 8 heures, plus 8 hommes supplémentaires par poste de jour pour l'enlèvement des *boulders* et tous travaux accessoires.

Le rendement individuel baissait évidemment pendant la nuit, mais le cube mensuel était plus élevé que si on n'avait travaillé qu'à un poste.

Si on laisse une rigole à forte pente s'approfondir d'elle-même, ce qui est généralement le cas au début, l'eau chargée de gravier forme rapidement de nombreux petits méandres qui s'enfoncent dans le grès, en abandonnant de petites terrasses, à l'image de ce que dut être le travail de creusement du lit actuel de la Kyimbi ; avec cette différence cependant que, vu la grande vitesse de l'eau, chaque méandre descend vers l'aval tout en s'enfonçant, laissant les petites terrasses reposer sur des supports en forme de colonnes inclinées vers l'aval. Du gravier et naturellement de l'or reste à l'intérieur des petites boucles, où il est inaccessible à l'Européen, mais pas à des enfants ou à des hommes minces. Il faut donc corriger constamment le profil de la rigole et réaliser des parois droites. Cependant, comme la rigole recoupe des couches de résistance différente, il se forme malgré tout de petites cascades suivies de zones élargies où le courant est ralenti. Le gravier ne progresse plus et il devient difficile de le déloger, même avec un jet direct de *monitor*.

A force de rectifier ainsi la rigole qui doit évidemment s'approfondir au fur et à mesure qu'elle s'allonge pour atteindre des parties du *placer* situées plus loin du bord de la terrasse, on atteint d'une part le niveau d'entrée de l'appareil de récupération et d'autre part la pente limite au-dessous de laquelle le gravier n'avance plus. Il reste alors une solution qui, appliquée au 5^e parallèle, a permis d'exploiter à grande distance du bord. Dans certains cas cette distance a dépassé 200 mètres (*Photos 8, 9 et 10*).

On rectifie le fond de la rigole de façon à lui donner une pente de 5 % et on y place des bacs en bois de 40 cm de large dont les parois et le fond sont recouverts de tôles métalliques afin de les protéger contre l'usure. Ces bacs suppriment toute divagation de l'eau et du gravier en les forçant à suivre un chemin bien défini.

Le coût de l'approfondissement des rigoles atteint cependant des sommes élevées quand l'excavation s'étend trop loin et il est nécessaire d'établir dans chaque cas particulier le bilan de l'opération.

Comme il est nécessaire de donner un certain fruit aux parois de la rigole (70°), afin d'éviter tout risque d'accident, le volume à excaver est donné par la formule ci-dessous, L étant la longueur de la rigole, l la largeur au fond et i la pente :

$$V = \frac{li}{2} L^2 + \frac{i^2 \operatorname{tg} 20^\circ}{3} L^3.$$

Le m³ de roche abattue à l'explosif coûtait au 5^e parallèle :

0,3 homme-jour à 26 F	soit	7,8 F
0,4 déto à 9 F		3,6 F
0,2 kg d'explosif à 41 F		8,2 F
Total		<hr/> 19,6 F, soit 20 F.

Le coût de 0,3 h/j par m³ était une moyenne pour une rigole longue de 200 mètres. En effet, quand il fallait

enlever des blocs de grès à sept ou huit mètres de profondeur et les chasser à l'eau d'un *monitor* jusqu'à l'extrémité aval de la rigole, le rendement diminuait évidemment de même que la consommation d'eau augmentait.

Le coût des goulottes en bois, garnies de tôles d'acier pour réduire l'usure, peut être évalué à 100 F par mètre courant, placement compris.

Le coût total d'une rigole se calculait d'après les formules simplifiées ci-dessous, la largeur l étant égale à 1 m :

$$\begin{array}{ll} \text{pour } i = 5 \% & C = 100 L + 0,5 L^2 + 0,006 L^3 ; \\ \text{pour } i = 4 \% & C = 100 L + 0,4 L^2 + 0,004 L^3 ; \end{array}$$

Une rigole à 5 % coûte 21.000 F si elle a une longueur de 100 m et 88.000 F si sa longueur atteint 200 m ; si on veut ensuite la porter à 250 m en réduisant la pente à 4 % il faut encore dépenser 24.500 F, sans compter l'utilisation d'un *monitor* pour favoriser l'évacuation des déblais et l'inconvénient de la place occupée par ceux-ci à la sortie de la rigole, ce qui diminue évidemment d'autant l'espace disponible pour les *tailings*.

On voit donc que le coût de l'exploitation du gravier éloigné du bord de la terrasse augmente très rapidement. Quand la limite économique est atteinte, il faut envisager l'emploi d'élévateurs hydrauliques.

Importance du rôle du recouvrement.

Tout ceci concerne le cheminement du gravier depuis l'endroit où il a été abattu, jusqu'à l'entrée de l'appareil de récupération. Ajoutons encore une constatation très importante : le gravier chemine infiniment mieux quand l'eau est chargée d'argile et de sable, aussi est-ce une erreur d'abattre et de chasser d'abord tout le recouvrement, laissant alors le gravier à nu. Les travailleurs indigènes n'ont pas manqué de s'en apercevoir très vite. Un jour, l'auteur faisait à un *monitoriste* la recomman-

dation de ne pas gaspiller tout son recouvrement avant de chasser le gravier. Il lui fut répondu : je le sais, *iko mafuta yake*, c'est-à-dire c'est sa graisse, en d'autres termes son lubrifiant.

Ceci montre que le stérile, loin d'être une gêne, est au contraire très utile et il nous est arrivé, en fin de tranchée, de faire appel à du recouvrement reposant sur du gravier situé en dehors de la zone payante et que je n'avais pas l'intention d'exploiter, uniquement dans le but de faciliter le cheminement du gravier.

L'exploitant désire toujours disposer d'un moyen d'apprécier le travail effectué et les difficultés rencontrées dans un chantier par rapport à un autre.

Au début, considérant que le gravier était évidemment bien plus difficile à exploiter, tant parce qu'il exigeait plus d'eau que le stérile qui s'abattait tout seul, que parce qu'il contenait des *boulders* à écarter manuellement, nous avons admis qu'un m³ de gravier équivalait à cinq m³ de stérile. Nous avons créé la notion de gravier fictif, ou mieux, de cube de gravier équivalent, obtenue en ajoutant au cube de gravier réel d'un chantier, le cinquième du cube du recouvrement. Cette notion était très utile parce qu'elle correspondait mieux à la réalité, pour mesurer les difficultés d'un chantier, que la notion simpliste de cube à excaver qu'on utilisait communément, quelle que soit, par ailleurs la proportion de gravier et de stérile.

Cette mesure de la difficulté s'est cependant révélée inexacte. En effet, une certaine quantité de recouvrement est nécessaire pour chasser le gravier. Il en résulte qu'il est plus difficile de traiter par exemple une couche de gravier de 3 m d'épaisseur, surmontée d'une couche de stérile de 0,50 m d'épaisseur, qu'une couche de gravier de 3 m surmontée de 3 m de stérile. Or, d'après la formule, le cube équivalent n'est que 3,10 m³ par m² dans le premier cas et 3,60 m³ par m² dans le second cas.

Une quantité excessive de stérile est évidemment inu-

tile. On pourrait donc concevoir un abaque donnant la mesure de la difficulté d'un chantier en fonction de la proportion de gravier et de recouvrement. Le minimum de difficulté se situerait pour une quantité de recouvrement à peu près égale à celle de gravier.

Cependant, les autres causes de difficulté, telles que : distance au bord de la terrasse, proportion de *boulders*, pente du *bed-rock*, présence de cuvettes, difficultés de nettoyage du *bed-rock*, etc. sont beaucoup plus graves que la plus ou moins grande proportion de recouvrement. Il est donc inutile d'essayer d'obtenir une grande précision dans ce domaine.

Pour cette raison, la notion de gravier équivalent fut abandonnée, sauf pour l'estimation des consommations d'eau et remplacée par le cube de gravier seul, à l'exclusion du recouvrement.

Ce cube de gravier seul est la meilleure mesure du travail effectué dans des chantiers qui sont par ailleurs placés dans des conditions semblables.

Cette mesure doit être adoptée au lieu de la notion de cube excavé qui est tout à fait inadéquate.

L'appareil de récupération.

Le *sluice* est un appareil très simple, qui doit cependant être parfaitement adapté au rôle qu'on désire lui faire jouer. Sa fonction essentielle est évidemment de retenir l'or, mais un rôle tout aussi important est de transporter le gravier qu'il reçoit. En effet, contrairement à ce qui se passe dans les *sluices* utilisés dans les chantiers manuels, où le débouillage se continue ou même se fait entièrement dans les premiers bacs des *sluices*, le gravier amené dans un *sluice* de chantier à abattage hydraulique est en général parfaitement débouillé. Il n'y a par conséquent personne dans le *sluice* ; l'opération de fourchage, si utile dans les petits *sluices*, est inutile ici et même impossible, vu le flot d'eau.

Le *sluice* doit donc lui-même transporter jusqu'à sa sortie tout le gravier qui y entre.

Afin de lui permettre de jouer ce rôle, tout en ralentissant cependant suffisamment la vitesse de l'eau pour que l'or ait une chance de se déposer entre les *riffles*, on s'arrange pour n'admettre dans le *sluice* que des éléments de gravier de petite dimension, faciles à transporter. A cet effet on le fait précéder d'un crible, dénommé *grizzly*, composé d'une grille inclinée à 45 % (valeur qui a été retenue au 5^e parallèle après essais) dont les barreaux sont écartés de 3 à 5 cm suivant la composition criblo-métrique du gravier. Tous les éléments du gravier plus gros que l'écartement des barreaux sont éliminés automatiquement.

On écarte ainsi la partie du gravier qui serait la plus difficile à transporter. Cela permet de ralentir la vitesse de l'eau jusqu'à une valeur compatible avec le dépôt de l'or. On donne au *sluice* une largeur de 1 mètre, dans certains cas seulement 0,8 m. Les *riffles* ralentissent évidemment l'eau, du moins tant qu'ils sont intacts, mais leur usure est très rapide. Au 5^e parallèle on a trouvé que la meilleure solution pour retarder cette usure était de poser dans les *sluices*, au-dessus de *riffles*, des tôles d'acier perforées. C'étaient des plaques d'acier au manganèse utilisées précédemment dans les chantiers manuels pour classer le gravier. Ces plaques étaient très efficaces, non seulement pour recueillir l'or et le mettre à l'abri de flots d'eau violents accidentels, mais aussi pour faciliter le transport du gravier.

Nous ne pouvions songer à utiliser, en raison de leur prix élevé, des *riffles* hongrois en acier au manganèse tels qu'on les utilise en Colombie. Ces *riffles* ont la forme de cornières dont la branche horizontale forme un petit toit au-dessus du gravier déposé immédiatement à l'aval du *riffle*. L'équipement en *riffles* de l'espèce, d'un *sluice* de trente mètres de long, coûtait en 1939 de l'ordre de 50.000 francs belges.

En Colombie l'auteur a vu utiliser des *undercurrents*. Ce sont des appareils qui servent à éliminer une partie de l'eau afin de réduire sa vitesse et permettre de recueillir plus facilement l'or fin, tout en se débarrassant d'une partie du gravier plus gros que les mailles d'un tamis. Cet appareil se place à l'aval du *sluice*. Au 5^e parallèle, nous avons essayé au début des *undercurrents* dans nos *sluices* pour *hydraulic mining*, mais nous les avons abandonnés par la suite, parce que l'or recueilli en supplément ne justifiait pas la dépense. En effet, il faut considérer que, pendant l'exploitation normale, une très faible partie de l'or seulement atteint le *sluice* ; il reste contenu dans le gravier qui est en transit entre la tranchée et le *sluice* et pénètre dans les anfractuosités du *bed-rock* ou dans les joints, forcément imparfaits, des goulottes en bois. En Colombie, comme il s'agissait de *sluices* alimentés par des élévateurs hydrauliques, c'est-à-dire dans lesquels le flot d'eau était beaucoup plus important et où tout l'or atteignait directement le *sluice*, les *undercurrents* étaient beaucoup plus justifiés.

Le *grizzly*, tel que nous l'utilisons, demande une dénivellation de 1,60 m soit 3 m à 45 % et une chute de 25 cm entre les barres et le fond du *sluice* à l'aval. Cette hauteur est donc la même que celle qui résulterait d'un tronçon de *sluice* de 32 m de long à 5 % de pente. Cela signifie que, dans le cas d'une terrasse large, l'emploi du *grizzly* empêche d'atteindre une bande de 32 m de large située loin de la bordure de la terrasse. Dans ces conditions, on supprime le *grizzly*. On est alors obligé de donner au *sluice* une largeur de 80 cm seulement, afin de lui permettre de jouer son rôle d'évacuateur du gravier. La quantité d'eau est d'ailleurs plus grande à cause du rôle plus grand dévolu au *monitor* de chasse. L'inconvénient, au point de vue de la récupération de l'or est faible parce que, comme déjà dit ; la plus grande partie de l'or n'atteint pas le *sluice*.

Lorsqu'on veut atteindre des parties de la terrasse situées encore plus loin du bord, on peut encore gagner de la hauteur en remplaçant les trente derniers mètres des goulottes placées dans la rigole par le *sluice* lui-même. Dans ces conditions, le cul de table, c'est-à-dire la sortie du *sluice*, se trouve au bord même de la terrasse. On est alors obligé d'élargir l'excavation dans le *bed-rock*, afin de permettre à des hommes se trouvant à côté du *sluice*, d'enlever le gravier trop gros qui ne manque pas de rester en panne dès l'entrée du *sluice*. Cette évacuation doit se faire par brouettes.

Un chantier sans *grizzly* consomme donc plus d'eau ; de plus, il faut plus de main-d'œuvre pour enlever des pierres à l'entrée de la rigole. Le cube mensuel réalisable pour un même effectif de travailleurs, n'atteint qu'un peu plus de la moitié de celui d'un chantier à *grizzly*. Si de grosses pierres ont échappé aux hommes placés en tête de la rigole, celles-ci sont entraînées dans les rigoles et gênent l'avancement du restant du gravier ; il faut les retirer, au prix de difficultés qui entravent la bonne marche du chantier.

Ceci est une cause supplémentaire d'augmentation de la teneur limite des parties du gisement situées loin du bord de la terrasse.

Disposition des tailings.

A la sortie du *sluice* le gravier se dépose suivant un cône très plat parce que l'eau aide le matériau à prendre une forme étalée. Le tas de pierres formé à la sortie du *grizzly* est beaucoup plus aigu parce qu'il s'agit de pierre calibrées, c'est-à-dire exemptes de petits graviers qui pourraient occuper les vides entre les cailloux et parce qu'il n'y a pas d'eau. En fait, bien que le sommet du cône des rejets du *grizzly* soit situé plus haut que le cul de table, c'est en général le tas de gros cailloux qui atteint le plus tôt le niveau de sortie de l'appareil. Si on laissait

ainsi le gravier s'accumuler, le tas de pierres remonterait sur les barreaux de la grille et le *grizzly* ne fonctionnerait plus. Il faut donc l'étaler. On se sert à cet effet d'un *monitor* de *tailings* qu'on fait fonctionner par intermittence, quand le besoin s'en fait sentir.

Le cône des *tailings* de queue est rongé par la rivière et, si le débit de celle-ci est suffisant, cela empêche, au moins pendant un certain temps, le sommet d'atteindre le cul de table et de venir engorger celui-ci. Pour obtenir cela il est avantageux, si la chose est possible, de placer le cul de table à l'extérieur d'une courbe de la rivière, à l'endroit où le courant est le plus fort. Quand le parcours de la rivière est rectiligne le courant d'eau est repoussé sur l'autre rive et il devient aussi nécessaire d'utiliser le *monitor* pour éparpiller les *tailings* fins. Cette action devient d'autant plus nécessaire et par conséquent coûteuse, que la quantité de gravier traitée en cet endroit est plus importante. Tel est le cas lorsque le gravier vient de plus loin du bord et que son épaisseur est plus grande. Il s'ajoute la circonstance aggravante que, pour aller chercher ce gravier éloigné il a fallu, comme on l'a vu, placer la tête de table plus bas. On est alors obligé de faire fonctionner le *monitor* de queue presque en permanence et en tout cas le dimanche, quand les autres chantiers sont arrêtés. On parvient, à l'aide de ce *monitor*, à refouler le gravier en hauteur et à édifier un véritable barrage, surtout à l'aide de gros cailloux, dont le tas a une pente naturelle raide.

Comme le coût des rigoles creusées dans le *bed-rock* est élevé, on tâche de les faire servir pour une zone assez large de part et d'autre ; mais cela offre l'inconvénient d'augmenter le cube de gravier à déposer au même endroit. On est heureusement aidé par les crues de la Kyimbi, crues très violentes, surtout en fin de saison des pluies, c'est-à-dire en avril. On est dans certains cas obligé d'interrompre l'exploitation des parties de *placers* com-

mandés par de longues rigoles, jusqu'après les fortes crues. L'étalement du gravier opéré par celles-ci permet ensuite de reprendre l'exploitation sans difficulté.

Il faut évidemment, pendant ces périodes d'attente, disposer d'autres emplacements prêts à fonctionner, où des *sluices* doivent être montés d'avance, et où les conduites peuvent être amenées facilement.

L'organisation de l'exploitation demande beaucoup de réflexion. Il faut prévoir longtemps d'avance les travaux préparatoires nécessaires (l'aménagement d'une rigole peut demander plusieurs mois), de façon à ne pas se trouver au même moment dans l'obligation de déplacer plusieurs chantiers, d'approfondir plusieurs rigoles, d'arrêter l'abattage dans plusieurs chantiers pour devoir faire le nettoyage du *bed-rock* ou faire le *clean-up*. La plus grosse difficulté se présente quand on doit déplacer toute une conduite. On doit évaluer, pour chaque chantier qu'elle dessert, l'époque à laquelle il aura terminé sa zone, et le cas échéant, si c'est nécessaire et possible, répartir ces zones différemment de façon à ce que tous les chantiers terminent à peu près en même temps. Une conduite qui commande quatre ou cinq chantiers ne peut naturellement pas être immobilisée pour un seul chantier qui resterait en retard.

Les équipes qui ont fini les premières peuvent être utilisées à préparer le nouvel emplacement de la conduite, à déboiser, débrousser, placer les nouveaux *sluices*, éventuellement entamer les premières rigoles. Cette dernière opération est facilitée si on dispose d'eau, même sans pression. Mais il est plus avantageux d'affecter à ces travaux, qui se font malgré tout à faible rendement, des équipes spéciales, de façon à n'interrompre l'exploitation proprement dite que le moins longtemps possible.

Cette organisation est quasi impossible si on ne dispose pas sur les chantiers mêmes d'un minimum de matériel de réserve. Il est donc indispensable de prévoir assez long-

temps d'avance, les commandes de matériel de façon à ne pas être amené à devoir faire transporter des vannes, des *monitors*, etc. d'un chantier à l'autre au fur et à mesure des besoins. Quand les tuyaux doivent venir d'un autre continent, les délais sont d'autant plus longs. On ne pourrait assez insister sur cet aspect de la question.

Il est utile de discuter la hauteur à laquelle il y a lieu de placer le *sluice* au début de l'exploitation.

Supposons une terrasse dont le *bed-rock* domine le flat de h mètres et qui doit être exploitée jusqu'à une distance de L mètres du bord. La rigole à 5 % devant avoir une longueur de L mètres, exigera une dénivellation de $L \times 0,05$ m. La dénivellation demandée par le *grizzly* est de 1,60 m ; il faut y ajouter 0,20 m de chute à l'entrée du *grizzly* et autant à l'entrée du *sluice*, soit 0,40 m pour la hauteur des *riffles* et 0,10 m de chute pour faciliter l'étalement du gravier dans le *sluice* ; la dénivellation du *sluice* lui-même est de 1,50 m, soit 30 m à 5 %. Enfin, il faut une hauteur de 2 m au minimum entre le niveau de la sortie du *sluice* et le *flat*.

Comme le flat va se couvrir de *tailings* et que son niveau va monter, il est bon de prévoir encore 2 m supplémentaires.

L'exploitation de la terrasse jusqu'à une distance du bord de L mètres est donc possible avec *grizzly* si la hauteur h est au moins de $0,05 L + 7,30$ m.

La position définitive de la tête du *grizzly* est donc à $0,05 L + 0,20$ m au-dessous du niveau du *bed-rock*.

La question se pose de savoir s'il faut, dès le début, placer le *sluice* à son niveau final.

Il serait antiéconomique de creuser dès le début la rigole à 5 % jusqu'à sa profondeur définitive, en commençant l'exploitation de la terrasse par son extrémité éloignée du bord. On renoncerait ainsi à l'avantage très appréciable de l'aide apportée au creusement du *bed-rock* par l'usure qui s'opère par le gravier lui-même au

cours de l'exploitation. La dépense en explosifs serait excessive. De plus, le *sluice* étant placé très bas, l'étalement des *tailings* serait difficile et il faudrait bientôt employer le *monitor* de *tailings*. Pour ces motifs, il est donc préférable de placer le *sluice* d'abord à un niveau intermédiaire, de donner à la rigole une pente plus forte que 5 % et de profiter au maximum de son approfondissement naturel par le gravier.

Si la hauteur h est insuffisante, nous avons vu qu'on peut diminuer la pente de la rigole, supprimer le *grizzly* et même rentrer le *sluice* dans la rigole en élargissant celle-ci, le tout cependant au prix d'une diminution de rendement. On arrive ainsi à une limite naturelle de l'exploitation de la terrasse par cette méthode ; on atteint cette limite encore plus tôt si le *bed-rock*, au lieu d'être horizontal, présente un creux à une certaine distance du bord, creux séparé du bord par une espèce de bourrelet. Ce fait était très fréquent et même presque général au 5^e parallèle. Cette dépression parallèle à la rivière était en général à bonne teneur, ce qui incitait l'exploitant à la vider, même au prix d'une dépense nettement plus élevée.

Nous avons alors fait usage d'élévateurs hydrauliques.

Le *sluice* est monté sur échafaudage sur la terrasse même ; le gravier abattu par le *monitor* est chassé vers un puisard d'où il est aspiré avec l'eau, à travers un tuyau qui débouche dans une chambre où une dépression est créée par l'action d'un jet d'eau sous pression qui la traverse et ressort par un étranglement dénommé gorge, avant de débiter dans un tuyau de refoulement qui élève le tout jusqu'au niveau du *sluice*. La pression du jet d'eau motrice doit être au moins équivalente à 5 à 5,5 fois la hauteur à laquelle on désire relever le gravier. Le débit nécessaire est de l'ordre de 1,3 fois le volume à relever (*Photo 11*).

Cet appareil n'admet évidemment pas de gravier plus

gros que la dimension de sa gorge et c'est là que réside son principal inconvénient. Nous avons éprouvé beaucoup de difficultés tant que nous avons dû nous contenter de gorges étroites (10 cm) dans des appareils de fabrication locale. Il convient à ce propos de signaler un moyen ingénieux imaginé par le chef de mission pour résister à l'usure énorme des parois de la gorge. Il utilisait des lames de vieux ressorts de véhicules.

Nous avons finalement commandé en Europe un élévateur ayant une gorge de 20 cm de diamètre mais, vu la dimension du gravier, c'est en réalité une gorge de 30 cm qu'il aurait fallu employer. Mais alors la consommation d'eau aurait été si grande qu'il aurait fallu arrêter un trop grand nombre d'autres chantiers et l'opération n'aurait pas été payante.

Pressions utilisées.

Pour les *monitors* d'abattage, il faut évidemment choisir la pression la plus élevée possible, tout en s'assurant un débit suffisant. Au-dessous de 4 kg/cm², la pression est insuffisante. Il n'est d'autre part pas nécessaire de dépasser 6,5 à 7 kilos. En général, nous disposions de 5 à 6 kg/cm². Pour les *monitors* de chasse, c'est surtout le débit qui compte ; on choisissait donc pour ces *monitors* des ajutages de plus gros diamètre. Quant aux *monitors* de *tailings*, comme ils ne fonctionnent que par intermittence, on ne pouvait immobiliser pour les alimenter que des tuyaux de faible diamètre (15 cm), et on était par conséquent obligé de diminuer le débit afin de ne pas perdre trop de pression.

Débites.

Au 5^e parallèle, nous utilisions en général des débits de l'ordre de 100 litres d'eau par seconde.

Il est évident *a priori* qu'un chantier qui utilise de gros

débites réalise une économie de main-d'œuvre puisque le nombre d'hommes qui actionnent les *monitors* reste le même, quel que soit le débit. De plus, on peut dire que la limite de dimension des *boulders* qui doivent être manipulés avant leur entraînement dans le *sluice* est plus grande, c'est-à-dire que leur proportion est moindre. En effet, les rigoles et le *sluice* recevant plus d'eau, sont capables de charrier des éléments plus gros, d'où deuxième motif d'économie de main-d'œuvre. L'écartement des barreaux de *grizzly* doit être plus grand, car les hommes ne peuvent pas suivre pour l'enlèvement des galets trop gros, mais alors le tas de rejets du cul de table monte plus vite, le *monitor* des *tailings* doit fonctionner plus fréquemment.

Si l'on se trouve devant une face de gravier de grande hauteur, on ne perd pas trop de temps pour les déplacements du *monitor* ; par contre, si ses épaisseurs sont faibles, ces temps morts sont trop importants et on arrive à un gaspillage d'eau. Or, au 5^e parallèle, les épaisseurs étaient relativement faibles, de l'ordre de 4,50 m en moyenne dont 2,20 m de gravier. C'est pourquoi nous utilisons des débits modestes. En outre, le peu d'épaisseur des dépôts nous plaçait dans une situation défavorable par suite de la longueur des réseaux de tuyauteries en chantier par rapport au volume de gravier à traiter. Cet inconvénient aurait été aggravé si nous avions choisi de plus gros débits qui auraient nécessité des tuyaux de plus gros diamètre.

En Colombie, on utilisait couramment environ 150 à 200 litres par seconde pour les chantiers de terrasse et de l'ordre de 350 litres par seconde pour les chantiers à élévateurs. Pour les premiers, la hauteur de la terrasse au-dessus du *flat* était de 55 mètres, ce qui supprimait pratiquement le problème des *tailings*, pour les seconds, les épaisseurs de gravier et de recouvrement d'une part et les pressions disponibles d'autre part, permettaient de

placer les têtes de *sluice* suffisamment haut pour supprimer également le problème des *tailings* qui étaient déversés dans la tranchée précédente.

La main-d'œuvre étant relativement plus chère en Colombie qu'au Congo, il était plus judicieux d'économiser celle-ci, même au détriment d'une plus grande consommation d'eau, tandis qu'au 5^e parallèle c'était l'inverse.

Ajoutons encore que dans ce pays le problème d'amenée d'eau sous pression sur les gisements se présentait en général d'une façon plus favorable qu'au 5^e parallèle. Les grands *flats* étaient dominés de chaque côté par des montagnes élevées, sur les flancs desquelles il était relativement facile de construire des canaux alimentés par des affluents à gros débit et à forte pente ; les conduites forcées étaient donc relativement beaucoup plus courtes qu'au 5^e parallèle.

Consommation d'eau.

La consommation d'eau était de l'ordre de 25 m³ par m³ de gravier et de 5 à 6 m³ par m³ de recouvrement. La consommation par m³ excavé peut donc être estimée d'après la proportion de gravier et de recouvrement.

Cependant ces chiffres sont assez variables suivant la difficulté qu'on éprouve à chasser le gravier jusqu'au *sluice*, l'allure topographique du *bed-rock*, la plus ou moins grande durée d'utilisation du *monitor* pour l'épandage des *tailings*, etc.

On peut considérer que, quand nous disposons d'un m³ d'eau par seconde, nous traitons de l'ordre de 35.000 m³ de gravier par mois, ce qui représente, compte tenu du recouvrement traduit en gravier équivalent, un volume de 42.000 m³. Dans ces conditions, la consommation d'eau par rapport au gravier s'établit à 50 pour un.

Ce chiffre est élevé, mais il faut considérer que la sur-

veillance est moins bonne la nuit et que, quand on déplace des chantiers ou qu'on procède aux opérations de *clean-up*, la consommation réelle est beaucoup moindre. Pendant ces périodes, une partie de l'eau du *race* continue donc à couler en pure perte, ce qui augmente la consommation apparente.

C'est dire que s'il s'agissait d'établir un avant-projet au moyen d'eau pompée, on pourrait avec sécurité tabler sur une consommation moindre, par exemple 35 m³ d'eau par m³ de gravier équivalent, puisque les pompes seraient arrêtées quand les chantiers ne fonctionnent pas.

Résultats obtenus.

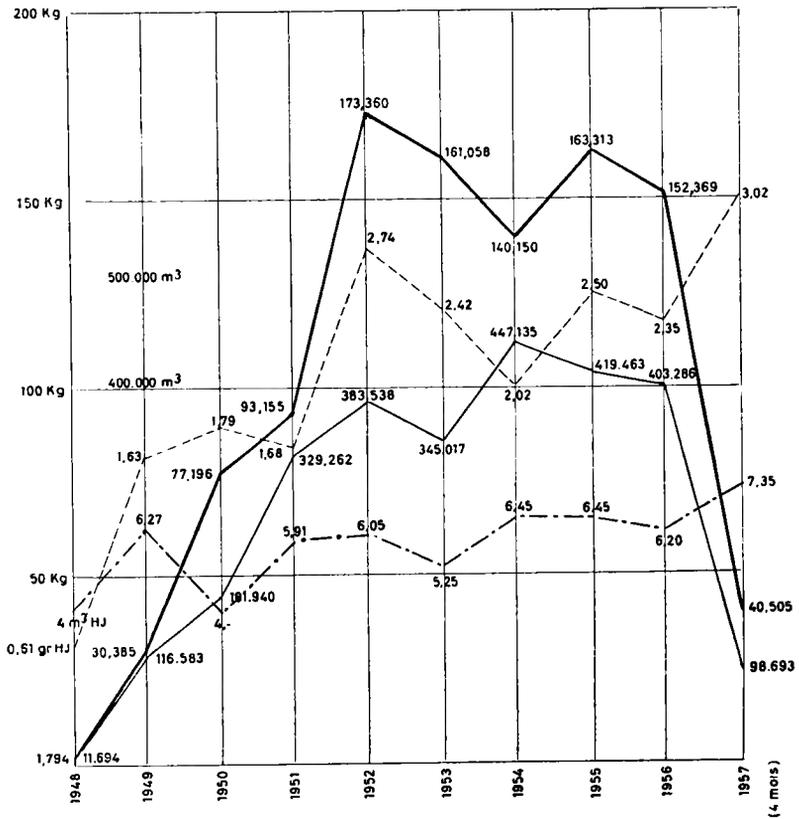
Les résultats obtenus sont représentés aux *tableaux 8 et 9* et au *graphique 2*.

Le premier tableau montre l'évolution des caractéristiques de l'exploitation par *hydraulic mining* de 1948 à 1957. En 1948 les gros tuyaux n'étaient pas encore arrivés aux mines, les chantiers étaient situés dans des terrasses d'affluents où les difficultés étaient grandes par suite de la forte proportion de *boulders* et la faible hauteur des terrasses par rapport aux *flats*, ce qui posait des problèmes très difficiles pour le stockage des *tailings*. De plus, on ne bénéficiait pas de l'étalement de ceux-ci par la rivière, comme ce fut le cas pour les terrasses de la Kyimbi.

En 1950, des chantiers à élévateurs utilisés en *flat* font baisser le rendement moyen.

En 1957 on constate une baisse du rendement par h/j et une augmentation de la teneur. Cela provient des récupérations d'or en fin d'exploitation par nettoyage minutieux des rigoles, opérations qui ont consommé de la main-d'œuvre sans augmentation de cube.

Le deuxième tableau donne les caractéristiques de chantiers ayant travaillé dans des conditions différentes



Graphique 2. — Résultats globaux de l'exploitation par *hydraulic mining*.

Légende :

- Trait gras : production annuelle en g d'or ;
- Trait fin : m³ de gravier abattus ;
- Tirets : production d'or par h/j ;
- Trait mixte : cube de gravier par h/j.

et permet d'apprécier l'influence des différents facteurs, tels que pression disponible, dureté du gravier, abondance relative de *boulders*, distance au bord de la terrasse, emploi ou non de *grizzly*, difficulté ou facilité de nettoyage du *bed-rock*, etc.

La production limite des différents chantiers est calculée, on en a déduit la teneur limite du gravier et la

production limite à réaliser par homme-jour dans chaque cas.

Le calcul de ces différentes productions limites a été fait comme suit :

1) Les frais indirects des chantiers, comprenant tous les frais de la mine autres que ceux directement imputables aux chantiers ont été traduits en poids d'or et répartis uniformément entre tous les chantiers ; ils représentaient 695 g d'or par mois pendant les périodes considérées ;

2) L'amortissement des tuyaux, à raison d'un quinzième de leur valeur par an, est de même réparti également entre tous les chantiers ;

3) L'amortissement du *race*, c'est-à-dire de toutes les dépenses qui furent nécessaires pour se procurer l'eau en hauteur est réparti au prorata de la consommation d'eau qui a été estimée proportionnelle au cube de gravier abattu dans chaque chantier ;

4) Les hommes-jour sont facturés à chaque chantier en fonction des utilisations réelles.

Ces productions limites ne tiennent pas compte du coût de l'approfondissement des rigoles, dont il a été question plus haut. Cette dernière dépense a été répartie uniformément entre tous les chantiers et est comprise sous la rubrique « frais divers ».

On voit que si les productions limites des différents chantiers, calculés de cette façon, sont en général peu variables et se maintiennent aux environs de 1100 à 1200 g d'or par mois, les teneurs limites, au contraire, varient dans des proportions beaucoup plus larges.

On voit également combien les teneurs limites sont plus élevées pour les chantiers à élévateurs.

CHAPITRE VI.

L'ÉQUIPEMENT HYDRAULIQUE

L'équipement hydraulique joue un rôle capital dans le développement d'une mine qui traite des alluvions. Ceci est vrai a fortiori lorsqu'on emploie la méthode d'*hydraulic mining*. Ce chapitre a donc sa place dans une monographie des mines du 5^e parallèle.

De nombreux problèmes d'hydraulique se sont posés à l'exploitant. Afin de permettre au lecteur de suivre les raisonnements qui ont été à la base des solutions adoptées il est utile que certaines notions élémentaires soient rappelées.

Il y a deux façons de transporter de l'eau, soit dans un canal à ciel ouvert, soit dans un tuyau fermé. Il est nécessaire de se représenter comment, dans l'un et l'autre cas, le débit varie en fonction de la forme et de la dimension du conduit et de sa pente.

I. — TRANSPORT EN CANAL À CIEL OUVERT.

Le débit Q est donné par la formule :

$$Q = \frac{S \cdot R^{2/3} \cdot i^{1/2}}{n}$$

dans laquelle « n » est un coefficient qui dépend de la rugosité des parois.

S est la section transversale de la partie du canal occupée par l'eau.

R est le rayon hydraulique, quotient de la section transversale S par le périmètre mouillé p, c'est-à-dire par le périmètre du fond du canal jusqu'à la hauteur atteinte par l'eau. On a : $R = \frac{S}{p}$;

i, est l'inclinaison, c'est-à-dire la pente du canal.

Cette formule est celle de MANNING, choisie pour sa forme simple. Nous faisons abstraction des coefficients numériques et des unités de mesure, ne voulant ici attirer l'attention que sur le sens et l'importance des modifications entraînées par la variation de certains facteurs.

La vitesse de l'eau V est égale au quotient du débit par la section,

$$V = \frac{Q}{S} ; \text{ d'où } V = \frac{R^{2/3} \cdot i^{1/2}}{n} ;$$

La vitesse de l'eau pour une pente donnée, grandeur qui est une mesure de l'efficacité du moyen de transport utilisé, est donc proportionnelle au rayon hydraulique élevé à la puissance 2/3. Elle est d'autant plus grande que ce rayon hydraulique est lui-même plus grand. On en déduit que, dans un canal de grande dimension, la vitesse est plus grande que dans un petit et qu'un canal de grande dimension débite plus que plusieurs petits dont la somme des sections serait égale à celle du grand.

Deux canaux de même section, mais de forme différente, auront un rayon hydraulique différent. C'est celui qui a le plus grand rayon hydraulique qui débitera le plus. C'est par conséquent celui dont le périmètre mouillé est le plus petit et ceci met en évidence l'influence des parois qui exercent une action de freinage.

Lorsque le canal a une section rectangulaire, la vitesse de l'eau est la plus grande quand la largeur est égale au

double de la hauteur que l'eau atteint dans le canal. Il suffit, pour le démontrer, d'annuler la dérivée première par rapport à h (hauteur d'eau) du rayon hydraulique R , exprimé en fonction de h et de la section S . R est alors égal à $h/2$. Nous verrons plus loin une application de cette particularité.

Si on exprime la section S en fonction du rayon hydraulique R , on obtient une valeur proportionnelle à R^2 . Cela signifie que le débit Q est fonction de R^2 . $R^2/3$, c'est-à-dire de $R^8/3$. Si on double le rayon hydraulique, le débit est multiplié par $2^8/3$ c'est-à-dire par 6,35. Si on multiplie le rayon hydraulique par 5,5, le débit est multiplié par 100... La capacité d'un canal augmente donc rapidement avec le rayon hydraulique.

En revanche, la pente du canal ne joue que proportionnellement à sa racine carrée, il faut quadrupler la pente pour doubler la capacité du canal. Si on veut maintenir le même débit, la pente étant décuplée, le rayon hydraulique peut être réduit jusqu'à 65 % de sa valeur initiale, ce qui réduit la section à 42 % de sa valeur. Si on est obligé de diminuer la pente du canal, par exemple à 30 % de sa valeur, le rayon doit être augmenté de 25 %, c'est-à-dire la section de 56 %. Si i_1 devient i_2 , Q restant constant, R_1 devenant R_2 on a la relation suivante :

$$\frac{R_2}{R_1} = \left(\frac{i_2}{i_1} \right)^{-3/16}.$$

II. — TRANSPORT EN TUYAUX.

Imaginons que le canal soit remplacé par un tuyau posé sur le terrain, à la même pente que le canal et que ce tuyau ne soit pas entièrement fermé, mais qu'il reste ouvert suivant sa génératrice supérieure. Ce sera l'équivalent d'un canal de forme cylindrique, auquel la formule du débit d'un canal sera applicable. Ce débit sera celui dont

le tuyau est capable, sans débordement par la fente supérieure. La pente du tuyau servira donc exactement comme pour le canal, à équilibrer les pertes de charge, c'est-à-dire l'énergie perdue par frottement le long des parois.

Dans ce cas, comme $R = D/4$, on trouve, aux coefficients numériques près, $Q = D^{8/3} \cdot i^{1/2}$;
ou $V = D^{2/3} \cdot i^{1/2}$;

Or, la formule WILLIAMS-HAZEN, fréquemment utilisée pour la détermination de V est en mesures anglaises :

$$V = 1,32 C. R^{0,63} \cdot S^{0,54} ;$$

dans laquelle C est un coefficient numérique qui dépend de la rugosité des parois et où S est la pente (*slope*), qui correspond à la perte de charge par unité de longueur. Cette formule est très semblable à celle de MANNING qui donnerait $R^{0,67}$ et $S^{0,5}$.

Si nous continuons à raisonner d'après la formule de MANNING, nous pouvons calculer la valeur i des pertes de charge en fonction du diamètre et du débit. On trouve aisément que i est proportionnel à $Q^2 \cdot R^{-16/3}$. Cette conclusion est analogue à celle qui découle de la formule de DARCY, à savoir que *la perte de charge est proportionnelle au carré du débit et inversement proportionnelle à la cinquième puissance du diamètre.*

C'est cette conclusion qui guidera pour le choix des diamètres des tuyaux et la disposition des chantiers.

Intervention de la pression, gradient hydraulique.

Cette question ainsi que celle du choix du diamètre ont été traitées de façon sommaire [4, pp. 4 et 5]. Les développements qui suivent sont plus détaillés

En *hydraulic mining*, ce qui importe, c'est d'avoir de l'eau sous pression ; voyons comment on l'obtient.

Supposons (voir *Fig. 1*) un réservoir situé en hauteur,

d'où sort un tuyau qui descend suivant le profil du terrain. Si l'extrémité inférieure du tuyau est bouchée, il n'y a pas d'écoulement et la pression en chaque point de la conduite est donnée par la différence de hauteur entre le niveau de l'eau dans le réservoir et le point considéré.

Si le tuyau débite, les conditions changent. Dès l'entrée de l'eau dans le tuyau, il y a une première perte de pression qui est due au fait que l'eau passe d'une vitesse nulle dans le réservoir, à une vitesse V_1 dans le tuyau. Cette perte de pression est exprimée par la relation

$$h_1 = \frac{V_1^2}{2g}$$

g étant la valeur de l'accélération due à la pesanteur.

A une distance L du réservoir, mesurée suivant le parcours du tuyau, la perte de charge cumulée, c'est-à-dire la diminution de pression, est en outre égale à la perte de charge par unité de longueur, multipliée par la longueur L . Celle-ci augmente donc au fur et à mesure qu'on s'éloigne du réservoir. Si à partir d'un point on utilise un tuyau de plus petit diamètre dans lequel la vitesse devient V_2 , on enregistre une nouvelle perte de charge due à l'augmentation de vitesse, telle que

$$h_2 = \frac{V_2^2 - V_1^2}{2g}$$

perte analogue à celle qui s'est produite à la sortie du réservoir. Il s'y ajoute la perte par unité de longueur du nouveau tronçon de conduite, perte plus grande que dans le premier tronçon, puisque le diamètre est plus petit.

Si, à partir d'un certain point, on prélève une partie du débit par une dérivation, la perte de charge au delà de ce point est plus faible par unité de longueur, c'est-à-dire que la pression continue à diminuer mais dans une proportion moindre.

Sur le profil de la conduite, on peut tracer un diagramme qui donne en chaque point de celle-ci la valeur de la pression qui y règne. Cette pression sera mesurée par la différence de niveau entre la conduite et une ligne idéale qui représente le lieu des pressions nulles ; cette ligne est ce qu'on appelle le gradient hydraulique.

A l'extrémité aval de la conduite, il subsiste une certaine pression qui résulte de la différence de niveau entre l'eau dans le réservoir et la somme des pertes de charge accumulées depuis l'entrée de l'eau dans la conduite jusqu'à son extrémité.

Cette pression se traduit par une augmentation de la vitesse de l'eau suivant la formule $v = \sqrt{2gH}$; le débit est égal au produit de la vitesse résultante par la section de sortie. On voit donc qu'en rétrécissant cette section par l'emploi d'un ajutage, on réduit le débit et on augmente la pression parce que le gradient hydraulique remonte précisément à cause de cette diminution du débit.

Si on ne rétrécit pas la section de sortie du tuyau celui-ci débite à gueule bée, son débit est maximum, les pertes de charge sont aussi maxima et la pression est nulle. Le gradient hydraulique s'abaisse et il se peut qu'en certains points du profil de la conduite le gradient descende plus bas que le tuyau. Cela signifie que la pression y devient négative, c'est-à-dire que la pression extérieure est plus grande que celle qui règne à l'intérieur. La pression atmosphérique peut alors écraser les tuyaux car, comme on le sait, la résistance d'un tuyau à une pression extérieure est loin d'atteindre sa résistance à une pression intérieure.

De tels écrasements peuvent aussi se produire lors d'une déchirure accidentelle de la conduite qui provoque un brusque accroissement du débit, d'où abaissement rapide du gradient hydraulique qui peut s'accompagner d'un phénomène de cavitation entraînant un décollement de la veine. De telles mésaventures se sont

produites au 5^e parallèle dans des siphons inversés utilisés pour franchir des ravins au moyen de conduites en fûts à essence de 200 litres de capacité soudés les uns aux autres.

On peut dans une certaine mesure pallier ces inconvénients en disposant, soit des soupapes de rentrée d'air, soit des cloches à air, aux endroits des conduites exposés à subir des dépressions.

Choix du diamètre des tuyaux.

En *hydraulic mining*, il est essentiel de disposer d'une bonne pression pour l'abattage du gravier. Il faut donc réduire les pertes de charge au minimum. Il y a par conséquent grand avantage à choisir des tuyaux de gros diamètre. Mais on est limité par une question de prix et de poids, ce dernier facteur intervenant surtout quand il s'agit de tuyaux devant être fréquemment déplacés.

La pression joue ici un rôle dominant. En effet, l'épaisseur des tôles est évidemment proportionnelle à la pression, mais elle est aussi proportionnelle au diamètre. Il en résulte que le poids d'un tuyau, donc son prix, est proportionnel au carré du diamètre, pour une pression donnée.

Comme, d'autre part, pour une perte de charge donnée, le débit est proportionnel au diamètre exposant $8/3$, on voit que le prix d'un tuyau, ramené à la quantité d'eau transportée, est proportionnel à $D^{-2/3}$. Cela signifie que l'avantage reste aux tuyaux de gros diamètre.

Cependant, pour des raisons d'encombrement, de poids et aussi de réduction des investissements initiaux, on choisit des tuyaux de diamètre décroissant à partir des faibles pressions vers les fortes pressions.

Disposition des chantiers.

A partir du point où une conduite a atteint le niveau d'une terrasse, elle ne gagne plus en différence d'altitude:

et sa pression ne fait que décroître à cause des pertes de charge.

Si on a exploité d'abord, avec toute l'eau disponible, les *placers* situés à proximité du pied de la conduite et que l'exploitation progresse en s'éloignant le long de celle-ci, on constate une diminution de la pression et il se peut qu'en bout de conduite celle-ci ne soit plus suffisante pour exploiter les *placers* les plus éloignés.

Deux remèdes sont possibles, mais ils sont tous deux coûteux. On peut évidemment augmenter le diamètre des tuyaux, on peut aussi réduire le débit, ce qui entraîne la nécessité de prévoir une autre conduite pour l'eau devenue disponible.

Le seul bon moyen de pallier cet inconvénient est de répartir dès le début les chantiers judicieusement le long de la conduite. De cette façon celle-ci est soulagée par les prélèvements successifs de débit et la pression à l'extrémité de la conduite reste suffisante. Les chantiers du pied de la conduite s'éloignent et ceux de l'extrémité se rapprochent. *La fig. 2*, qui donne les variations du gradient hydraulique, explique ce qui se passe.

Problème du maximum de vitesse de l'eau dans des bacs inclinés pour un débit donné.

Pour entraîner le gravier vers un *sluice* situé à grande distance, on avait prévu au 5^e parallèle des bacs en bois, sur le fond et les parois desquels étaient clouées des tôles. On avait adopté des bacs de 40 cm de large pour une pente uniforme de 5 %.

Dans certains cas, on était obligé de réduire cette pente à 4 % en raison des conditions topographiques. Comme le débit dont on disposait était le même, il s'agissait de voir si la largeur du bac était encore bien appropriée.

On pouvait croire que la solution consistait à adopter

des bacs plus étroits, ce qui, en obligeant l'eau à rétrécir son passage, aurait augmenté sa vitesse.

L'application de la formule de l'écoulement en canal ouvert montre cependant que c'est le contraire qu'il faut faire.

Le cas n'est pas simple car, dès qu'on fait varier l'inclinaison du bac, la vitesse de l'eau varie, la section transversale change et, par conséquent, la valeur du rayon hydraulique. C'est pourquoi nous avons résolu le problème graphiquement.

Nous avons calculé pour des largeurs de bacs variant de 2 en 2 cm ; la vitesse de l'eau et le débit correspondant, *en supposant que la hauteur d'eau dans le bac atteignait chaque fois la moitié de la largeur*. Ceci correspond, on l'a vu, aux conditions optima d'écoulement. Nous avons répété les calculs pour différentes valeurs de l'inclinaison. (*Fig. 3*).

On constate ainsi que, pour une largeur de 40 cm et une pente de 5 % les conditions optima sont celles qui correspondent à un débit de 165 litres /seconde. Ceci était à peu près le débit d'un bac dans lequel passait l'eau de deux *monitors*, le *monitor* d'abattage et le *monitor* de chasse. La vitesse de l'eau est alors de l'ordre de 2,08 m/sec.

Pour obtenir la même vitesse dans un bac de 4 % de pente, la largeur du bac devrait être de 47 cm et le débit devrait atteindre 230 l/s.

Mais le problème ne se posait pas de cette façon. Le débit était fixe, on ne pouvait songer à augmenter le débit utilisé au chantier. Il s'agissait de voir quelle était la largeur optimum pour le débit de 165 l/sec quand la pente tombait à 4 %. On voit sur le diagramme que ce débit correspond à une largeur de bac de 42 cm environ et que la vitesse maximum pour ce débit est alors de 1,90 m/s.

La différence de largeur du bac n'est pas grande et ne vaut pas qu'on s'y arrête, mais il était intéressant de montrer que, si la pente diminue, le bac doit être élargi et non rétréci.

Le problème de la vitesse de l'eau dans un *sluice* est différent de celui du transport dans des bacs dont les parois et le fond offrent la même résistance au passage de l'eau. En effet, dans un *sluice*, la résistance du fond est bien plus grande puisque l'eau coule, non pas sur une surface lisse, mais sur des *riffles* et sur un lit de gravier. Pour augmenter la vitesse de l'eau, il y a donc intérêt à diminuer cette résistance en diminuant la largeur du bac.

On fait donc les constatations suivantes :

1) Qu'il s'agisse de transport d'eau à ciel ouvert, ou en tuyau, l'influence retardatrice des parois a pour effet de freiner l'eau et cette action est d'autant plus néfaste que le conduit a des dimensions plus petites. En particulier, les petits tuyaux font perdre rapidement de la pression et ceci est surtout important quand les conditions topographiques sont telles qu'elles ne permettent pas de situer le réservoir à grande hauteur.

2) Il est essentiel de construire, sur le profil d'une conduite projetée, le diagramme des pressions c'est-à-dire le gradient hydraulique, pour toutes les variations de débit qui se présenteront au cours de l'exploitation.

On constatera ainsi quelles sont les pressions qui règnent en chaque point de la conduite et on se servira de ces données pour choisir l'épaisseur des tôles. On remarquera en particulier l'importance de la valeur que prendrait la pression à l'extrémité de la conduite, si celle-ci ne débitait pas. L'épaisseur des tôles n'est pas calculée pour résister à cette pression élevée et on en conclut qu'il faut toujours qu'une conduite débite. Si on désire fermer une vanne, il faut absolument en ouvrir une autre auparavant. On conclut aussi qu'il est essentiel de répartir les chantiers le long d'une conduite, pour ne pas se trouver dans l'obligation, en fin d'exploitation, de

réduire le nombre de chantiers parce que ceux-ci se trouvent tous en même temps à l'extrémité.

Enfin, il faut se méfier des conclusions basées sur le soi-disant bon sens.

Description de l'équipement hydraulique des mines et évocation de certains projets non réalisés.

Le lavage des graviers alluvionnaires exige beaucoup d'eau à un niveau suffisant pour qu'elle domine le matériau à laver.

Pour le gravier du lit de la Kyimbi, on se servait de gouttières galvanisées qui prélevaient l'eau de la rivière elle-même, à même les batardeaux ; pour les *flats*, on employait des motopompes à essence qui servaient également à l'exhaure. Pour le gravier des affluents, on construisait de petits *races* à faible débit. Pour les terrasses, on utilisait également des *races* à faible débit, relativement longs, prélevant l'eau assez loin dans les affluents. Cette solution était coûteuse et de loin insuffisante pour utiliser, en saison des pluies, tout l'effectif des travailleurs qui avaient exploité le lit de la Kyimbi en saison sèche.

On en vint tout naturellement à songer à amener sur la terrasse, l'eau de la Kyimbi elle-même prélevée suffisamment loin en amont. On a d'abord fait le calcul de ce que coûterait une conduite s'alimentant aux chutes à une hauteur convenable et courant dans la plaine. Cette conduite aurait été prolongée au fur et à mesure que l'exploitation aurait progressé. La pose de cette conduite aurait été relativement peu coûteuse mais, vu son gros diamètre et la forte épaisseur des parois, puisqu'elle aurait été entièrement sous pression, son coût aurait atteint des sommes astronomiques.

Il faut se souvenir en effet que les gisements exploitables vraiment intéressants ne commencent qu'à une dizaine de km du pied des chutes.

Après plusieurs études qui prouvèrent l'inanité d'un projet de *race* à grande hauteur, vu son coût excessif à cause des détours nombreux que nécessiteraient le contournement des ravins en montagne, les pentes abruptes du terrain, ainsi que la nature rocheuse de celles-ci, on choisit pour la prise d'eau un endroit particulièrement favorable dans les roches métamorphiques, au pied des chutes. La rivière y coule parallèlement aux roches dont certaines forment une séparation naturelle qui fut mise à profit pour isoler la partie du débit qu'on désirait capter.

Le *race*, dont la capacité avait dès le début été calculée pour un débit de 1.500 litres à la seconde, se divisait en deux branches après un parcours de 13 km. La branche principale continuait sur la rive droite tandis que l'autre, perdant délibérément de la hauteur, se rapprochait de la Kyimbi qu'elle franchissait au moyen d'une tuyauterie soutenue par une passerelle. Le niveau du *race* de la rive droite gagnait assez rapidement de la hauteur par rapport à la rivière, le *race* de la rive gauche était évidemment situé plus bas, mais coulait cependant sur les terrasses.

Le *race* contournait les ravins jusqu'aux endroits où il ne dominait ceux-ci que de 10 ou 12 mètres au maximum. Il les franchissait alors par un *flume*, bacs en bois supportés par des échafaudages également en bois.

L'entretien de ceux-ci était coûteux et leur remplacement s'imposait en moyenne tous les deux ans et cela d'autant plus fréquemment que des fuites presque inévitables entraînaient la pourriture des supports.

Afin d'alléger les bacs, on donnait à ceux-ci une pente de 1 %, alors que la pente du *race* n'était que d'un pour mille, ce qui permettait d'en réduire la section. En outre, on prévoyait à chaque *flume* une chute de 10 cm.

Signalons qu'au cours du lever topographique très précis qui précéda une des prolongations du *race*, une erreur de 1 m exactement fut commise en altitude et

cela dans le mauvais sens, c'est-à-dire qu'à l'aval d'un ravin on se trouvait un mètre plus haut qu'à l'entrée. Lorsqu'on s'en aperçut, au moment de la construction des *flumes*, le *race* était déjà creusé à l'amont et à l'aval. On tenta de se rattraper, tant du côté de l'amont, en élargissant la *race*, que du côté de l'aval, en le creusant plus profondément. On eut le tort de diminuer la pente de plusieurs *flumes* rapprochés ; il en résulta pour ceux-ci des ennuis continuels. On fut obligé de les dédoubler. Je fais remarquer ici qu'il est illusoire de se tirer d'un tel mauvais pas en augmentant la pente des bacs. Ceci entraîne l'obligation de surélever les parois des bacs d'aval sans bénéfice au point de vue du transport de l'eau.

Après la guerre, quand il fut possible d'utiliser de nouveau les fûts à essence vides, on remplaça la plupart des passages en *flumes* par des siphons inversés, c'est-à-dire par des conduites en fûts soudés, de 55 cm de diamètre.

Ceux-ci rendirent d'énormes services. Leur emplacement dut être soigneusement étudié. Ils furent établis assez bien à l'aval des *flumes* à remplacer, et permirent ainsi d'abandonner des parcours importants du *race*, ce qui supprima l'entretien de ces tronçons.

La conduite la plus longue ainsi réalisée atteignait 400 m ; elle franchissait la rivière Lulanga. La pression maximum admise dans cette conduite était de 30 m environ. Son entrée était située en altitude 4 m plus haut que la sortie.

A d'autres endroits, lorsque la dénivellation n'était pas suffisante, on dut établir deux et même trois conduites parallèles. Comme la consommation de fûts à essence dépassait le nombre de fûts disponibles par suite de l'essence consommée aux mines, on dut en acheter à Albertville et un camion fut spécialement aménagé pour en transporter le maximum par voyage ; à force d'ingéniosité, on réussit à charger ainsi 96 fûts sur un camion de 4 tonnes.

Ci-dessous quelques données numériques concernant ces grands *races* :

- 1) *race* rive droite — pente moyenne un pour mille —
débit après bifurcation : 1.200 litres/seconde.
longueur atteinte en septembre 1944 : 34 kilo-
mètres — cube excavé : 270.000 m³, soit en moyen-
ne 12,5 m³ par mètre courant dont 9.000 m³ ayant
exigé l'emploi d'explosifs ;
longueur totale des *flumes* : 840 m ;
capacité totale des neuf réservoirs échelonnés le long
du parcours : 16.000 m³ ;
débit disponible pendant dix heures par jour
d'utilisation : 1.400 litres /seconde ;
nombre d'hommes-jour utilisés : 70.000, soit 2 h /j
par mètre courant.
- 2) *race* rive gauche — pente moyenne un pour mille —
longueur 11 km et 180 m de *flumes*.
cube total excavé : 86.500 m³, soit 7,9 m³ par mètre
courant, dont 5,7 m³ de plate-forme et 2,2 m³ de
fosse, nombre d'h /j. utilisés : 34.000, soit en moyen-
ne 3 par mètre courant.

L'ensemble des deux *races* avait coûté 4.050.000 F
soit 90 F par mètre courant, y compris les *flumes* et les
réservoirs. L'entretien du *race* exigeait la présence en
permanence de 40 hommes.

En comptant un amortissement en dix ans, le coût par
jour s'élevait à :

amortissement	1.350 F
entretien	600 F
remplacements de <i>flumes</i> etc.	150 F
total :	<hr/> 2.100 F

En comptant dix heures d'utilisation par jour à raison
de 1.400 litres/seconde, le prix du m³ d'eau s'établit à
4,2 centimes.

Lorsque l'*hydraulic mining* fut introduit, le travail à trois équipes permit d'utiliser l'eau pendant 24 heures par jour. Cette circonstance rendit possible un investissement supplémentaire nécessité par l'obligation de prolonger le *race* afin d'atteindre des *placers* situés plus loin à l'aval. Les frais d'entretien ne furent pas augmentés notablement car, par suite de l'abandon du *race* de la rive gauche, qui n'avait plus d'objet, étant situé trop bas en altitude pour donner de l'eau sous pression sur les terrasses de cette rive, l'effectif indigène affecté à cet entretien ne fut pas augmenté.

Cependant, la grande section du *race* n'avait pas été maintenue en aval de la bifurcation entre les *races* de rive gauche et de rive droite, c'est-à-dire qu'à son extrémité aval ce dernier n'était plus capable de débiter plus de 5 à 600 litres /seconde. En 1951, ainsi qu'il a été exposé dans le résumé historique, le *race* fut élargi et sa capacité portée à 1000 litres /seconde pour une dépense de 750.000 F

A ce moment, l'eau coûtait 3,7 centimes le m³.

Enfin, en 1954 et 55 le *race* fut encore prolongé de 6 km environ, en perçant deux éperons par des tunnels de 300 m chacun. La nouvelle immobilisation, qu'il fallut amortir en deux ans, porta le coût de l'eau à 6,5 centimes par mètre cube.

Les passes schisteuses de ces tunnels durent recevoir un revêtement de ciment parce que le schiste gonflait et se délitait. Ceci améliora le facteur « n » de la formule du débit d'un canal, ce qui permit de ne pas trop agrandir la section.

La prolongation du *race* au delà de la Kuhua, dans le but d'atteindre les *placers* des terrasses situées en aval du confluent de la Yatswa, fit l'objet d'une étude approfondie. Deux solutions étaient possibles : atteindre la crête rive gauche de la Yatswa, y construire une chambre de mise en charge et poursuivre ensuite vers les terrasses par une conduite de gros diamètre, ou bien contourner

tous les affluents de la Yatswa par un *race* franchissant les ravins par des conduites en fûts soudés.

La première solution entraînait l'achat de plusieurs km de gros tuyaux (75 cm de diamètre) dont la revente serait très problématique. En outre, comme il fallait également exploiter les *placers* les plus éloignés, les pertes de charge en bout de conduite seraient trop grandes et la pression disponible serait trop faible, obligeant à réduire le débit au-dessous du minimum compatible avec le rythme de l'exploitation nécessaire pour réaliser des bénéfices.

La deuxième solution, quoique réservant la possibilité de maintenir la pression, était trop coûteuse. En effet, pour maintenir le *race* à hauteur suffisante, il fallait réduire sa pente à 0,3 m par kilomètre et par conséquent augmenter sa section. Les passages des ravins devaient se faire par des triples rangées de fûts soudés, également dans le but de réduire l'importance des pertes de charge.

Enfin, chacune de ces solutions obligeait de continuer à entretenir tout le *race* depuis sa prise d'eau et surtout tous les tronçons de conduite forcée. Finalement, toute la consommation d'essence de la région d'Albertville n'aurait pas suffi pour nous procurer les fûts vides nécessaires à la construction et aux remplacements.

Une autre solution fut envisagée : prélever l'eau à la Lubitshako, gros affluent de droite de la Kyimbi, qui dévale du plateau et dont le confluent se trouve en aval des *placers* à exploiter. Le *race* devait donc partir d'assez haut puisque, à partir de sa sortie de la vallée latérale, au fur et à mesure qu'il avancerait vers l'amont de la Kyimbi, au lieu de gagner de la hauteur par rapport aux terrasses, il en perdrait (*carte 2*).

Trois études successives ont été faites sur le terrain, ce qui montre à quel point cette solution était souhaitée. Chacune de ces études avait un thème différent.

La première étude fut faite en 1939. On croyait qu'une

pression de 10 kg/cm² était nécessaire, on se contentait d'un débit de 450 l/sec ignorant l'importance capitale des gros cubes. Thème : pas du tout de *race*, rien que de la tuyauterie qui serait récupérable, tuyauterie en majorité sans pression.

Deuxième étude, en 1950. Pression aux *monitors* 4,5 kg/cm². Débit 700 l/sec. Thème : le maximum de tuyauterie, qui serait récupérable sans exclure toutefois les tronçons de *race*, mais parcours total considérablement réduit du fait qu'on abandonnait l'idée de la conduite sans pression qui était obligée de suivre trop servilement le terrain.

Troisième étude, en 1955. Pression aux *monitors* 6 kg/cm². On s'était aperçu en effet que la plupart des *placers* devraient être exploités par élévateurs hydrauliques, pour lesquels cette pression était un minimum. Cela entraînait une plus forte consommation d'eau, d'où un débit au départ de 1800 l/sec. Thème : coût initial minimum, sans se soucier de ménager une récupération éventuelle en fin d'exploitation. Suivant tout le parcours, un choix raisonné était fait tronçon par tronçon entre tuyauterie sans pression, *race* à forte pente, à pente moyenne ou à très faible pente, éventuellement avec revêtement au ciment pour améliorer le coefficient « n ».

Afin de comparer les diverses solutions entre elles, on a calculé la puissance théorique en ch que chacune d'elles livrait au niveau des terrasses. Le *tableau 6* ci-dessous résume la comparaison :

TABLEAU 6. — Comparaison de la puissance théorique en ch fourni par chaque solution au niveau des terrasses.

	Débit l/sec	Pression kg/cm ²	Puis- sance to- tale en ch. théor.	Coût to- tal en 1000 F (¹)	Coût par l/sec (¹)	Coût par ch théor. (¹)
1 ^{er} projet	450	10	600	9000	20.000	15.000
2 ^e projet	700	4,5	420	22000	31.500	40.000
variante du 2 ^e projet		6	560	18500	26.500	33.000
3 ^e projet	1620 (¹)	6	1300	7500	4.600	5.800

(¹) Il s'agit de francs 1939.

(²) Une partie des tuyaux remplacés par des tronçons de *race*.

(³) Le débit utile de 1620 l/sec résulte du débit de 1800 l/sec diminué de 10 % pour tenir compte des pertes en *race*.

Pour chacune des trois solutions envisagées, la prise d'eau se trouvait dans les roches métamorphiques et le tronçon supérieur du *race* ou de la conduite sans pression se faisait dans un terrain extrêmement accidenté et dans des roches très dures, à parois très raides. C'est pourquoi le deuxième projet avait eu recours à une solution originale. Dès la prise d'eau, la conduite devait être placée dans le lit même de la rivière, où elle aurait été recouverte de gravier, afin de la soustraire à l'action des crues. En un point déterminé elle aurait fait un angle de 90° et aurait escaladé l'un des flancs de la vallée dans une petite tranchée, de façon à atteindre un col par le chemin le plus court.

Le troisième projet, auquel l'auteur consacra un mois environ, examina plusieurs tracés. Il était parti d'un col situé sur une chaîne de petites collines en roches métamorphiques, qui court parallèlement au pied de l'escarpement. De là, un tracé partait vers l'aval, un autre montait vers la prise d'eau. Le choix de ce col était dicté par le souci de raccourcir le parcours dans le tronçon aval. L'auteur s'aperçut bientôt que c'était là une erreur. Cette éco-

nomie de parcours dans la partie facile se faisait au prix d'une augmentation de l'altitude de la prise d'eau du *race*, ce qui obligeait d'allonger le tracé dans la partie difficile d'amont.

Le profil de la rivière est constitué d'une suite de paliers séparés par des rapides ou des petites chutes. Il n'y avait en somme que quelques endroits qui convenaient pour une prise d'eau.

Dans les parties très abruptes, le projet prévoyait le remplacement du *race* par des tronçons de fûts soudés et, pour économiser de la hauteur, l'auteur avait prévu sur quelques centaines de mètres des doubles et mêmes des triples rangées de fûts qui auraient été scellés dans la roche sur de petites banquettes. Afin d'économiser le cube de roche à abattre, il n'y aurait pas eu une seule banquette supportant les trois conduites l'une à côté de l'autre mais bien trois petites banquettes étagées.

Aucune de ces solutions ne put être adoptée, les teneurs du gisement étant insuffisantes. On dut donc abandonner ce qui restait des terrasses de l'aval de la Yatswa, après l'exploitation par méthodes manuelles au moyen d'un *race* Lubitshako, qui avait été réalisé en 1939 et qui amenait 200 l/sec sur la terrasse même, mais sans pression.

Problème des dépôts de piedmont.

Ces dépôts qui se situent à une altitude supérieure à celle du *race* Kyimbi ont fait l'objet d'études diverses pour y amener l'eau sous pression.

Une première solution qui se présente à l'esprit, c'est de voir s'il n'y a pas moyen, par un *race* en haute montagne, d'amener de l'eau à un des cols qui se trouvent à la tête de chaque ravin qui entame cette paroi. La nature s'oppose à un tel projet. En effet, la Kyimbi prend sa source à proximité de la crête qui limite le *horst* vers le lac, c'est-à-dire assez loin des cols qui nous occupent. La

pente du terrain, à partir de ces cols vers le plateau est relativement faible.

Cela signifie que, même si on voulait percer la crête par un tunnel, celui-ci serait assez long. De même, si on voulait pomper l'eau à partir d'un *race* d'altitude plus basse que les cols, on devrait prévoir une conduite relativement longue.

Une station de pompage n'était pas exclue puisque la puissance nécessaire pour élever l'eau pourrait être produite de l'autre côté de la crête dans une centrale, qui aurait utilisé une partie de la hauteur disponible avant de libérer l'eau encore bien au-dessus du niveau d'utilisation.

Une autre idée fut examinée plus en détail. Elle consistait à prélever l'eau à mi-hauteur des chutes et à la conduire ensuite dans une conduite sans pression posée sur le sol, à flanc de montagne, entrecoupée de tronçons de *race* aux endroits où une telle solution se serait imposée. On étudia sur le terrain deux solutions, l'une avec prise d'eau à 1.450 m d'altitude, l'autre vers 1.800 m (*carte 2*).

Enfin on examina aussi le pompage à partir du *race*, au moyen d'énergie fournie par la centrale de la Kyimbi. C'est évidemment la solution la plus rationnelle et les autres peuvent paraître des utopies, mais il faut considérer que ces projets ont vu le jour à une époque où la construction de la centrale était loin d'être décidée et où on se faisait des illusions sur la valeur réelle des dépôts de piedmont. On s'imaginait qu'il suffirait de disposer d'eau sous pression en grande quantité, pour que tout le cube visible devienne exploitable, sans qu'on doive se préoccuper des teneurs.

Toutes ces solutions ont dû être abandonnées.

Pour terminer ce chapitre sur l'équipement hydraulique des mines du 5^e parallèle, nous dirons encore quelques mots sur les tuyaux d'acier utilisés.

Vu la nature du terrain, la pente des conduites partant

du *race* est relativement faible. Cela signifie que ces tuyauteries sont longues et que la conservation de la pression est un souci essentiel. Il fallait donc réduire les pertes de charge au minimum. Cela conduisait à admettre de gros diamètres. Dès le début nous préconisâmes une conduite mère de gros diamètre ; celui-ci diminuait vers l'aval au fur et à mesure que le maintien du même diamètre aurait exigé des tôles plus épaisses, à cause de l'augmentation de la pression.

Le choix de la première conduite se porta sur :

420 m de 26"

420 m de 24"

420 m de 20"

de diamètre, jauge 14, c'est-à-dire 1,98 mm d'épaisseur et ensuite

1.600 mètres de 16"

Dans les chantiers on utilisa les diamètres de 10" et de 6". Les tuyaux étaient fournis par NAYLOR, aux États-Unis ; il s'agit de tuyaux spiralés d'excellente qualité, munis de joints à coins appelés « *wedgeloek couplings* » qui assurent une étanchéité parfaite tout en permettant un montage très rapide.

Afin de diminuer le coût des transports maritimes, on emboîta les tuyaux les uns dans les autres. Signalons à ce sujet que les tuyaux de 16", de 20" et d'autres encore, sont faits en deux dimensions très voisines, par exemple 16" de diamètre intérieur et 16" de diamètre extérieur, ces derniers pouvant être emboîtés dans les premiers.

Au fur et à mesure des besoins, on acheta de nouveaux tuyaux, d'une part pour augmenter le nombre de chantiers et, d'autre part, pour atteindre des *placers* situés de plus en plus loin. Mais il ne suffit pas d'ajouter des tuyaux en bout de conduite pour atteindre des objectifs plus éloignés ; il faut, concurremment, réduire le débit d'eau

transportée, sous peine de voir la pression tomber trop bas. Il faut donc créer de nouvelles conduites pour transporter l'eau que la première conduite ne peut plus débiter.

Au moment de l'arrêt des exploitations, en 1957, les mines du 5^e parallèle possédaient les tuyauteries détaillées ci-après, qui avaient une valeur totale, rendu sur place, de l'ordre de neuf millions.

diamètre 26 "	longueur 420 m	conduite mère pour cinq chantiers
24 "	420 m	idem
20 "	2800 m	idem
16 "	5800 m	embranchements principaux
10 "	2000 m	conduites sur chantiers
6 "	4000 m	idem et conduites vers les <i>monitors</i> de <i>tailings</i> .

Les différents endroits où ces conduites furent installées figurent sur la *carte 2*.

Éclairage nocturne des chantiers.

Ce n'est qu'à partir du moment où le faible éclairage au pétrole a fait place à l'éclairage électrique, qu'on a pu réellement développer les chantiers à trois postes. Le chef de mission a conçu et exécuté, dans l'atelier rudimentaire des mines, de petites turbines alimentées par de l'eau sous pression, prélevée aux conduites. Ces turbines actionnaient de petits alternateurs achetés dans le commerce. Une dizaine de points lumineux répartis autour de la tranchée et sur le *sluice* étaient en général suffisants par chantier.

CHAPITRE VII.

PRIX DE REVIENT, ORGANISATION ÉCONOMIQUE ET CAUSES DE L'ARRÊT DE L'EXPLOITATION

Pour réaliser des teneurs limites aussi basses que celles qui sont citées dans le *tableau 9*, il est absolument nécessaire de traiter annuellement de gros cubes, afin de répartir les dépenses fixes, c'est-à-dire indépendantes du cube annuel.

Le prix de revient p d'un m^3 peut s'écrire :

$$p = d + \frac{f}{c} + \frac{i}{C};$$

où d représente le montant des dépenses directes rapportées au m^3 ;

f le montant des frais généraux annuels, l'amortissement du matériel, tuyaux, etc.

c le nombre de m^3 traités annuellement,

i l'immobilisation totale à laquelle on a dû faire face jusqu'à ce que l'eau soit devenue disponible en tête de conduites,

C le cube total des réserves qui ont été rendues accessibles grâce aux investissements i .

Cette formule générale a déjà été utilisée [4, page 11] dans le but de déterminer le diamètre optimum d'une conduite sans pression, dans le cas où on n'est pas limité par le débit.

Le terme d comprend essentiellement toutes les dé-

penses directes proportionnelles au temps, c'est-à-dire, le coût de la main-d'œuvre utilisée aux chantiers mêmes et toutes les dépenses connexes que cela entraîne. Il est influencé indirectement par les travaux préparatoires qui sont en dernière analyse proportionnels à la surface exploitée. Citons les déboisements et débroussements, les installations de *sluices*, les déplacements de tuyauterie, le nettoyage du *bed-rock*, etc. Cette partie relativement importante des frais favorise donc les gisements à grande épaisseur, et cela en *hydraulic mining* plus que pour les autres méthodes, parce que les frais indépendants de la surface y sont plus faibles.

Ce terme d du prix de revient a été réduit au minimum par l'augmentation du rendement de la main-d'œuvre jusqu'au maximum compatible avec les conditions locales. Ce terme a cependant été défavorablement influencé par l'augmentation par rapport au prix de vente de l'or, du coût de la main-d'œuvre, du matériel, des transports, etc.

Le terme c fut porté à son maximum par l'augmentation de la capacité du *race* et l'utilisation de l'eau au maximum, notamment par le travail à trois équipes.

Le terme f comprend tous les frais fixes, quel que soit le cube abattu. Nous y avons incorporé le coût de la main-d'œuvre européenne. Cette façon de concevoir le prix de revient constitue une simplification par rapport à la conception généralement admise, où la charge de chaque Européen est répartie d'après certaines règles, sur les travaux qu'il effectue. Nous considérons que la présence d'un mécanicien par exemple, était nécessaire, tant pour l'entretien du matériel, que pour les dépannages en cas de rupture de tuyauterie ou montage de nouvelles conduites, passage de rivière, etc. Son coût représentait en quelque sorte une prime d'assurance contre des arrêts prolongés.

En 1950, il y avait aux mines huit Européens :

un chef de mission, un mécanicien, un agent administratif, un agent sanitaire s'occupant également de la main-d'œuvre et quatre agents techniques d'exploitation.

En 1956, il n'y avait plus qu'un agent administratif possédant une certaine formation mécanique, qui lui permettait de surveiller les travaux d'atelier et deux agents d'exploitation, dont l'un jouait le rôle de chef de mission.

En 1957, les Européens furent réduits à deux : le chef de mission qui dirigeait l'exploitation et l'agent administratif-mécanicien. Le service médical était assuré par d'excellents infirmiers congolais, surveillés par un médecin d'Albertville.

L'amortissement du matériel fait aussi partie de ce terme f . Il est influencé par la quantité de matériel en réserve et cependant il faut en avoir suffisamment sur les chantiers pour ne pas subir de pertes de temps qui feraient baisser le terme c .

Le terme i/C représente la charge d'amortissement des prospections et du *race* par m^3 . Pour des raisons évidentes, on ne construit pas celui-ci d'emblée jusqu'au point où il dominerait le dernier mètre cube figurant aux réserves. Dès qu'il atteint une longueur telle qu'il permet l'exploitation d'une réserve suffisante, on commence à exploiter et on prolonge le *race* de proche en proche.

Les affluents de la rivière principale découpent les terrasses en une série de secteurs comportant chacun des réserves $C_1, C_2 \dots$ etc., qu'on peut chiffrer. Pour alimenter en eau chacun de ces secteurs le *race* doit contourner ou franchir par conduite forcée un ou plusieurs affluents. Le devis de ces travaux permet de calculer par conséquent la charge i/C qui remplacera celle qui avait trait au secteur précédent.

Les conditions topographiques peuvent obliger le *race* à faire un détour tel que l'investissement supplé-

mentaire devienne prohibitif par rapport aux réserves nouvelles à atteindre. Au 5^e parallèle, pour prolonger le *race* au-delà de son terminus actuel, c'est-à-dire au-delà de la Kuhua, il aurait fallu disposer en aval, d'une réserve suffisante. Or, en aval de la Kuhua, jusqu'au confluent de la Yatswa, il n'y a plus d'affluent de droite venant de la montagne, il n'y a donc plus apport d'or.

Plus loin, en aval de la Yatswa, par contre, il y a des réserves, mais le contournement du bassin de cette rivière aurait coûté trop cher.

La prolongation du *race* étant injustifiée et aucune source d'énergie à bon compte n'étant disponible, l'arrêt des exploitations était inéluctable après exploitation de tout ce qui était accessible du *race* existant.

C'est l'ensemble des mesures qui viennent d'être exposées, auxquelles s'ajoute une gestion technique enrichie par l'expérience de plusieurs années et la connaissance du gisement, qui ont permis de terminer en beauté. Nous pensons que ce terme convient puisque les derniers mois d'activité aux mines ont permis de liquider le matériel tout en assurant une production bénéficiaire.

Conclusion.

La méthode d'*hydraulic mining* est favorable aux gros tonnages, concentrés sous de fortes épaisseurs. Elle supprime pratiquement une des causes principales de perte que comporte l'exploitation des alluvions par d'autres méthodes, à savoir le manque de débouage.

Le prix de revient est très bas si on traite de gros cubes annuels et si on applique avec discernement les principes relatifs à cette méthode.

Un des facteurs les plus favorables est la simplicité de ce procédé, en ce qui concerne la mise en pratique par les travailleurs ; par contre l'installation des chantiers nécessite de la part des chefs de chantier européens de la minutie et de la prévoyance.

A ce propos nous ne voudrions pas passer sous silence le dévouement dont ont fait preuve les travailleurs congolais, l'intelligence avec laquelle ils ont résolu les multiples problèmes qui se sont posés à eux, l'estime et même la réelle affection qu'ils ont témoignée aux Européens qui leur ont donné l'exemple du travail.

BIBLIOGRAPHIE

1. ANTHOINE, R. : Causes et incidences de la mécanisation des gîtes détritiques (concessions de la Société SYMÉTAÏN). (*Institut Royal Colonial Belge*, Sect. des Sciences techniques, *Mémoires in-8°*, tome VIII, 1952, fasc. 1).
2. BATY, V. : Les méthodes d'évaluation des gîtes minéraux (*Revue universelle des Mines*, Liège, février 1949).
3. GROSJEAN, P. : L'évaluation mathématique des gisements détritiques (*Institut Royal Colonial Belge*, Section des Sciences techniques, 1953, *Mémoires in-8°*, tome VIII, fasc. 3).
4. SCHAAR, G. : L'exploitation par *hydraulic mining* aux mines d'or du 5^e parallèle (Comptes rendus des travaux du Congrès scientifique. Commémoration du cinquantième anniversaire du Comité Spécial du Katanga, août 1950).
5. VAES, A. : L'industrie minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi en 1955 (*Annales des mines de Belgique*, n° 6, novembre 1956).
6. VAES, A. : L'industrie minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi en 1956 (*Annales des mines de Belgique*, n° 6, novembre 1957).

TABLEAU 7. — Caractéristiques de l'exploitation des deux mines de 1932 à 1957.

Années	H/j Chantier	Cube excavé	Production		Teneur sur cube excavé	Produc- tion en gr d'or par h/j chan- tier	Rende- ment ex- cavé par h/j chan- tier. Total
			SYMOR	SYLUMA			
1932	3.550	3.043	1,711	—	0,56	0,48	0,85
1933	47.000	40.798	31,031	14,152	1,10	0,87	0,96
1934	136.000	177.607	64,738	61,955	0,71	0,93	1,30
1935	185.000	231.775	131,553	143,160	1,18	1,45	1,23
1936	285.022	425.075	196,267	201,030	0,93	1,39	1,48
1937	357.882	643.673	244,473	218,561	0,71	1,29	1,80
1938	354.108	634.002	266,659	228,247	0,78	1,40	1,66
1939	605.903	1.204.766	346,588	280,391	0,52	1,03	1,98
1940	606.341	1.311.376	316,585	327,137	0,49	1,06	1,89
1941	514.657	1.273.881	261,138	350,276	0,48	1,18	2,03
1942	444.355	1.221.241	155,738	306,824	0,38	1,04	2,78
1943	330.348	940.357	93,679	280,850	0,39	1,13	2,85
1944	260.783	1.064.074	39,167	265,176	0,29	1,16	4,08
1945	244.126	1.122.867	10,157	275,671	0,25	1,17	4,60
1946	230.000	1.190.000	—	286,520	0,24	1,19	5,17
1947	185.411	1.008.329	0,772	226,811	0,22	1,24	5,45
1948	155.048	727.955	3,089	187,—	0,26	1,23	4,75
1949	135.531	697.048	3,184	182,031	0,26	1,35	5,20
1950	130.615	642.454	3,382	186,—	0,29	1,44	4,95
1951	96.502	856.024	18,784	145,730	0,19	1,70	8,90
1952	88.389	986.842	24,355	192,683	0,22	2,46	11,20
1953	71.298	871.439	8,724	161,827	0,20	2,39	12,20
1954	71.500	1.056.165	4,985	140,434	0,14	2,02	14,60
1955	67.000	845.416	17,237	149,818	0,20	2,48	12,60
1956	64.977	796.428	56,164	96,205	0,19	2,34	12,20
1957	13.444	161.030	27,765	12,745	0,25	3,02	12,—
	5.684.769	20.130.972	2.327.916	4.921.434	0,36	1,28	3,55

TABLEAU 8. — Résultats globaux de l'exploitation par *hydraulic mining*.

Années	Production en g d'or	Teneur s/cube à exc.	Or/h/j chantier	H/j chantier	m ²	m ³ grav.	m ³ exc.	Rendement grav. /h/j	Rendement exc. /h/j
1948	1.794	0,03	0,61	2.870	14.033	11.694	60.725	4,07	21,16
1949	30.385	0,13	1,63	18.586	62.543	116.583	224.185	6,27	12,06
1950	77.196	0,22	1,79	45.594	92.477	181.940	355.723	4,—	7,80
1951	93.155	0,13	1,68	55.412	207.488	329.262	706.595	5,91	12,75
1952	173.360	0,196	2,74	63.553	203.193	383.538	883.379	6,05	13,90
1953	161.058	0,19	2,42	66.031	201.052	345.017	846.311	5,25	12,80
1954	140.150	0,134	2,02	69.200	254.627	447.135	1.040.486	6,45	15,—
1955	163.313	0,194	2,50	64.954	215.757	419.463	835.675	6,45	12,80
1956	152.369	0,192	2,35	64.977	190.158	403.286	796.428	6,20	12,20
1957	40.501	0,25	3,02	13.444	37.283	98.693	161.030	7,35	12,—
Totaux									
1948 à 1957	1.033.281	0,175	2,22	464.621	1.478.611	2.736.611	5.910.537	5,85	12,65

TABLEAU 9. — Statistiques concernant
aux mines du 5^e parallèle. Moyennes mensuelles

Nom du chantier	Caractéristiques principales	Effectif MOI	Nombre d'h/j chant.	Surface	Ep. grav.	Ep. rec.	Ep. totale	Cube grav.	Cube exc.
I Tr 1'	chantier proche du bord, bonnes épaisseurs, pas de <i>boulders</i> ni de gravier cimenté ; dégagement aisé des <i>tailings</i> , chantier à <i>grizzly</i> .	20	495	2.200	2,65	2,70	5,35	5.850	11.800
	même chantier que ci-dessus, sans <i>grizzly</i> , c'est-à-dire loin du bord.	18	445	1.590	1,89	2,15	4,04	3.000	6.425
V G 21	fortes épaisseurs, 2 terrasses, beaucoup de <i>boulders</i> , cuvettes à nettoyer, pas de <i>grizzly</i> ; drains courts, mais nombreux.	21	540	1.280	2,07	4,63	6,70	2.670	8.570
P 54	chantier analogue, bordure ; mais terrasse assez basse c'est-à-dire pas de <i>grizzly</i> , pas de rigole, mais <i>bed-rock</i> difficile à laver. Très forte épaisseur de recouvrement.	20	503	1.100	2,90	7,05	9,95	3.150	10.950
VIII B 17 Kalun- du	chantier sans rigole, bordure étroite, <i>grizzly</i> , mais <i>bed-rock</i> très difficile à nettoyer.	19	470	1.620	1,74	2,37	4,11	2.820	6.620
IX B 7	chantier de haute terr. à grande dist. de la Kymbi, pas de rigoles, pas de <i>grizzly</i> , <i>bed-rock</i> très facile, <i>boulders</i> assez gros mais pas fort nombreux.	20	510	1.440	1,43	3,35	4,78	2.050	6.850
X As de trèfle	chantier, haute terrasse, <i>bed-rock</i> en pente, très facile, pas de rigoles, <i>grizzly</i> , faible épaisseur, <i>boulders</i> assez nombreux à brouetter.	19	475	2.000	1,49	1,41	2,90	3.000	5.800
XIII XIV et XV	très longues rigoles, <i>boulders</i> , pas de <i>grizzly</i> , plus de gravier que de recouvrement, cul de table très encombré, <i>bed-rock</i> facile à nettoyer à part quelques cuvettes.	24	605	1.370	2,22	1,43	3,65	3.050	5.000

l'exploitation par *hydraulic mining*
de certains chantiers typiques.

Rdt grav. /h /j	Rdt m ³ exc. /h /j	Coût exprimé en g d'or				Prod. mens. limite g or	Teneur limite grav.	Teneur limite excav.	Or /h /j limite	Observations
		Frais divers	amort.		h /j chant.					
			tuy-aux	race						
11,8	23,6	695	79	175	270	1.219	0,27	0,103	2,46	moyenne d'un an (3 emplacements de <i>sluice</i>) ; bonne pression 5,5 kg/cm ² ± 90 l d'eau / sec.
6,53	14,40	695	79	90	245	1.109	0,37	0,173	2,50	moyenne de 11 mois.
4,95	14,90	695	79	80	296	1.150	0,43	0,134	2,13	bonne pression 6 kg/cm ² moyenne de 25 mois.
6,30	21,8	695	79	95	277	1.146	0,36	0,105	2,27	moyenne de 7 mois.
5,90	14,—	695	79	84	259	1.117	0,24	0,17	2,37	moyenne de 12 mois.
4,05	13,60	695	79	60	280	1.114	0,54	0,163	2,18	pression faible 3,8 à 4,2 kg/cm ² moyenne de 8 mois.
6,25	12,20	695	79	90	260	1.124	0,375	0,195	2,37	pression très faible, 3,5 à 4 kg/cm ² moyenne de 20 mois.
5,—	8,3	695	79	90	333	1.197	0,40	0,24	1,97	moyenne 9 mois effectif + nombreux à cause de l. longueur de la rigole. Le coût très élevé de celle-ci est supporté par l'ensemble des chantiers.

TABLEAU 9. — Statistiques concernant
aux mines du 5^e parallèle. Moyennes mensuelles

Nom du chantier	Caractéristiques principales	Effectif MOI	Nombre d'h/j chant.	Surface	Ep. grav.	Ep. rec.	Ep. totale	Cube grav.	Cube excavé
XVI B II	rigoles profondes débouchant dans une vallée profonde mais pas d'é- coulement des <i>tailings</i> , pas de <i>grizzly</i> , <i>bed-rock</i> très facile.	20	490	1.120	2,12	1,15	3,57	3.460	5.100
XVII	chantier à élévateur hydraulique fabrication locale, gorge 10 cm.	25	630	800	1,95	1,50	3,45	1.550	2.750
XVIII	chant. à élév. hydr. fabr. europ., gorge 20 cm.	19	475	565	2,22	3,10	5,32	1.250	3.000

l'exploitation par *hydraulic mining*
de certains chantiers typiques (*suite*).

Rdt. grav. /h/j	Rdt m ³ exc. /h/j	Coût exprimé en g d'or				Prod. mens. limite g or	Teneur limite grav.	teneur limite excav.	Or /h/j limite	Observations
		Frais divers	amort.		h/j chant.					
			tuy-aux	race						
7,05	10,40	695	79	104	269	1.147	0,33	0,225	2,34	moyenne 15 mois, faible épaisseur de recouvrement, bonne pression.
2,47	4,35	1.600	181	46	345	2.172	1,40	0,79	3,45	bonne pression \pm 6 kg/cm ² 11 mois. 2 emplacements. Le coefficient 2,3 est appl. aux dép. par rap. à un chant. à <i>monitor</i> seul, à cause de la cons. d'eau qui est augm. dans cette proportion.
2,65	6,35	1.600	181	37	262	2.080	1,66	0,70	4,37	un plus gros effectif aurait dû être affecté à ce chantier.

TABLE DES FIGURES

CARTE 1. — Situation des concessions SYMOR et SYLUMA	4
CARTE 2. — Mines du 5 ^e parallèle <i>hydraulic mining</i> , exploitation et travaux préparatoires	48
PLANCHE 1. — Profil schématique des terrasses : profil longitudinal et profil transversal	<i>in fine</i>
PLANCHE 2. — Exploitation du lit de la rivière par batardeau ..	»
PLANCHE 3. — Schéma d'un chantier à <i>hydraulic mining</i> en terrasse	»
FIG. 1. — Gradient hydraulique	»
FIG. 2. — Variation des pressions disponibles suivant la disposition des prélèvements le long de la conduite	»
FIG. 3. — Variation du débit et de la vitesse de l'eau dans un bac de section rectangulaire, pour des inclinaisons différentes et des largeurs variables	»
GRAPHIQUE 1. — Caractéristiques générales de l'exploitation de 1932 à 1957	32
GRAPHIQUE 2. — Résultats globaux de l'exploitation par <i>hydraulic mining</i>	70

TABLE DES PHOTOS

1. Extraction du gravier du lit de la Kyimbi à l'abri du batardeau que l'on voit à l'arrière-plan	<i>in fine</i>
2. Exploitation d'un <i>flat</i> de la Kyimbi	»
3. Exploitation d'essai en terrasse par <i>sluice</i> de grande capacité ..	»
4. Vue plongeante sur le même appareil de lavage qu'à la <i>photo 3</i>	»

5. Aire exploitée dans une terrasse de la rivière Marengue qui a remanié des dépôts de piedmont *in fine*
6. Exploitation par *hydraulic mining*. Abattage d'un pan de recouvrement »
7. Action conjuguée de deux *monitors*, l'un de chasse et l'autre d'abattage »
8. *Monitor* de chasse à l'entrée d'une rigole, en fin d'exploitation d'une terrasse »
9. Rigole en enfilade avec termitière partiellement abattue »
10. Exploitation par *hydraulic mining* dans une terrasse de l'affluent Marengue proche de son embouchure dans la Kyimbi »
11. Exploitation par élévateur hydraulique de fabrication locale dans le *flat* de la rivière Lulanga en 1951 »

TABLE DES MATIÈRES

INTRODUCTION	3
CHAPITRE I. Situation géographique	8
CHAPITRE II. Résumé historique	11
CHAPITRE III. Géologie et morphologie	18
CHAPITRE IV. Étude du gisement	20
CHAPITRE V. Exploitation	
1 ^{re} partie — Exploitation par méthodes ma- nuelles et premières tentatives de mécanisa- tion	31
2 ^e partie — Exploitation par <i>hydraulic mining</i>	46
CHAPITRE VI. L'équipement hydraulique	72
CHAPITRE VII. Prix de revient, organisation économique et causes de l'arrêt de l'exploitation	94
BIBLIOGRAPHIE	99
TABLEAUX 7, 8 et 9	100
TABLE DES FIGURES, TABLE DES PHOTOS	106
TABLE DES MATIÈRES	107
FIGURES ET PHOTOS	<i>in fine</i>

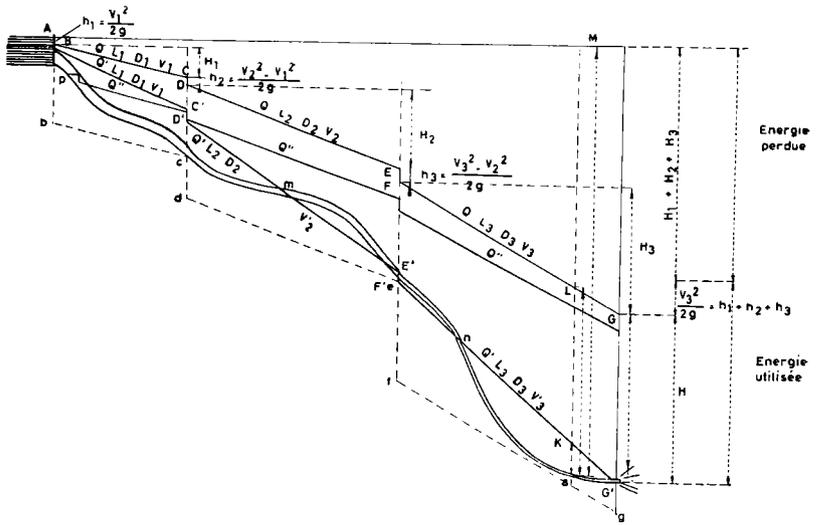


FIG. 1. — Gradient hydraulique.

aM : pression statique au point a quand le tuyau ne débite pas.
 aL : pression au point a quand le débit est Q .
 aK : pression au point a quand le débit est Q' .

LÉGENDE DE LA FIGURE 1.

Le débit Q résulte du choix du diamètre d de l'ajutage du *monitor*.

Q' est le débit à gueule bée.

L_1, L_2, L_3 , longueurs des différents tronçons de conduite.

D_1, D_2, D_3 , diamètres correspondants des tuyaux.

V_1, V_2, V_3 , vitesse de l'eau pour les diamètres donnés et pour le débit Q .

V'_1, V'_2, V'_3 , idem pour le débit Q' .

h_1, h_2, h_3 , pertes de pression dues à l'augmentation de la vitesse par suite des diminutions de diamètre.

H'_1, H'_2, H'_3 , pertes de charge dans les tronçons 1, 2, 3, dues au débit Q .

On a H_1 proportionnel à $L_1 \frac{Q^2}{D_1^5}$.

A B C D E F G gradient hydraulique pour le débit Q .

A' B' C' D' E' F' G' idem pour le débit Q' .

Pour le débit Q' la pression dans le tronçon mn devient négative ; la pression atmosphérique qui s'exerce de l'extérieur vers l'intérieur dépasse la pression de l'eau à l'intérieur du tuyau et risque de provoquer l'écrasement du tuyau.

Bb = Cc = pression autorisée dans le tronçon de diamètre D_1 par suite du choix de l'épaisseur des tôles.

Dd = Ee = idem pour le tronçon L_2 .

Ff = Gg = idem pour le tronçon L_3 .

Si, en certains points, la conduite devait descendre au-dessous du profil b c d e f g ou si on limitait le débit par réduction du diamètre d , ce qui ferait remonter ce profil, des tôles de plus forte épaisseur seraient nécessaires.

Si, par contre, la réduction de débit résultait d'une diminution de l'apport d'eau du *race*, ce relèvement du gradient n'aurait pas lieu. Le niveau d'eau baisserait dans le réservoir et pourrait même s'établir en un point p de la conduite. C'est de ce point que partirait le nouveau gradient qui serait moins incliné que celui qui correspond au débit Q , puisqu'il correspondrait à un débit $Q'' < Q$.

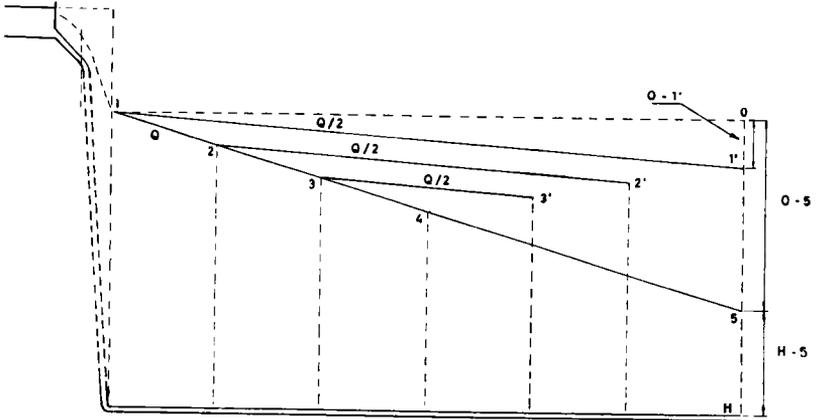


FIG. 2. — Variation des pressions disponibles suivant la disposition des prélèvements le long de la conduite.

- O-1' Perte de charge pour le débit $Q/2$ sur toute la longueur.
- O-5 Perte de charge pour le débit Q sur toute la longueur.
- H-5 Pression insuffisante, tous les chantiers se trouvant simultanément en bout de conduite.
- 1-5 Gradient pour le débit total Q jusqu'au bout.
- 1-1' Gradient pour le débit $Q/2$ après prélèvement de $Q/2$ en 1.
- 1-2-2' Gradient pour le débit $Q/2$ après prélèvement de $Q/2$ en 2.
- 1-3-3' Gradient pour le débit $Q/2$ après prélèvement de $Q/2$ en 3.
- 1-1' Position des prélèvements d'eau au début de l'exploitation.
- 4 Position des prélèvements d'eau à la fin de l'exploitation.
- 2-2' Positions intermédiaires.
- 3-3' Positions intermédiaires.

Par suite de la disposition judicieuse des chantiers, les pressions disponibles varient successivement suivant 1-2-2', ensuite 1-3-3', 1-4.

Si les prélèvements restent groupés, les pressions disponibles varient suivant le gradient 1 2 3 4 5

$$O-1' = \frac{1}{4} \text{ de } O-5.$$

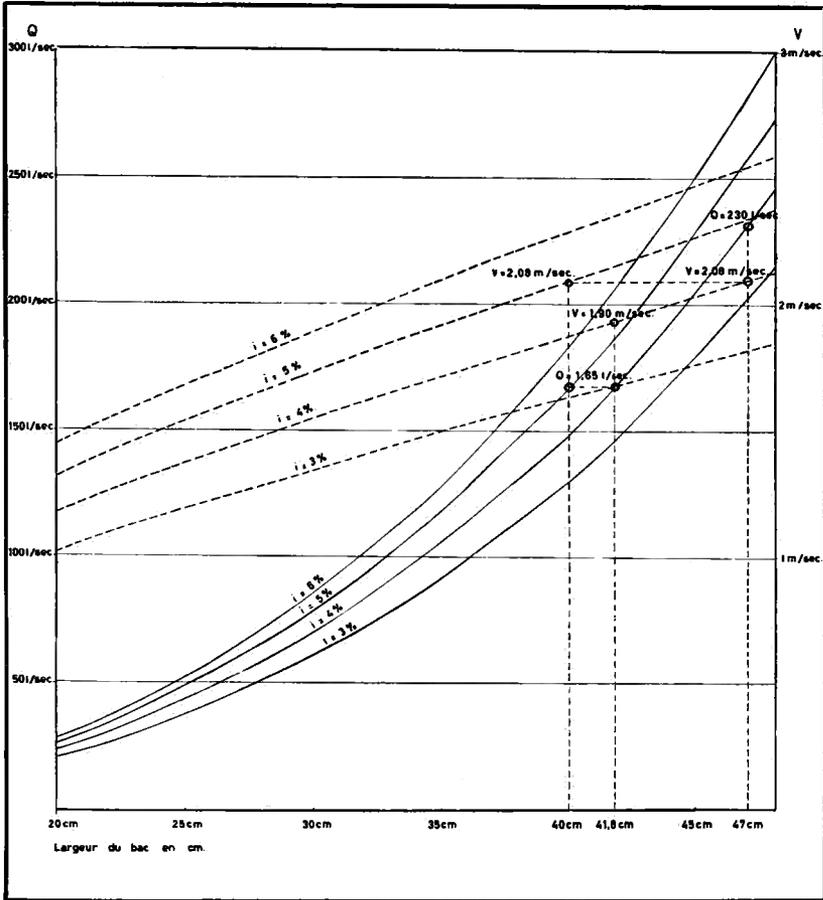


FIG. 3. — Variation du débit et de la vitesse de l'eau dans un bac de section rectangulaire, pour des inclinaisons différentes et des largeurs variables, la hauteur de l'eau dans le bac étant supposée dans chaque cas, égale à la moitié de la largeur du bac, ce qui correspond aux conditions optima d'écoulement.

Ces courbes permettent de déterminer la largeur du bac qui donne la plus grande vitesse de l'eau pour un débit et une inclinaison données.

Le facteur n de la formule de MANNIGS a été pris égal à 0,023.

- - - - - courbes de la Vitesse V .
- courbes du débit Q .

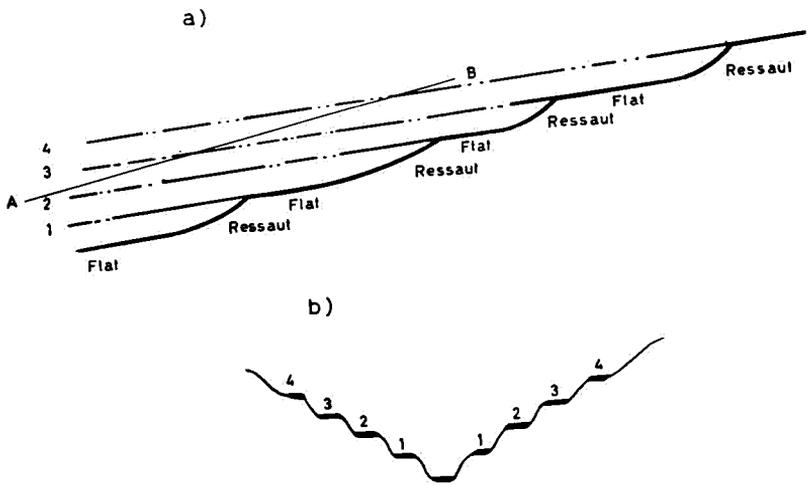


PLANCHE 1. — Profil schématique des terrasses :

- a) profil longitudinal : la ligne AB sépare les terrasses généralement exploitables situées au-dessous, des terrasses rarement exploitables, situées au-dessus.
- b) profil transversal.

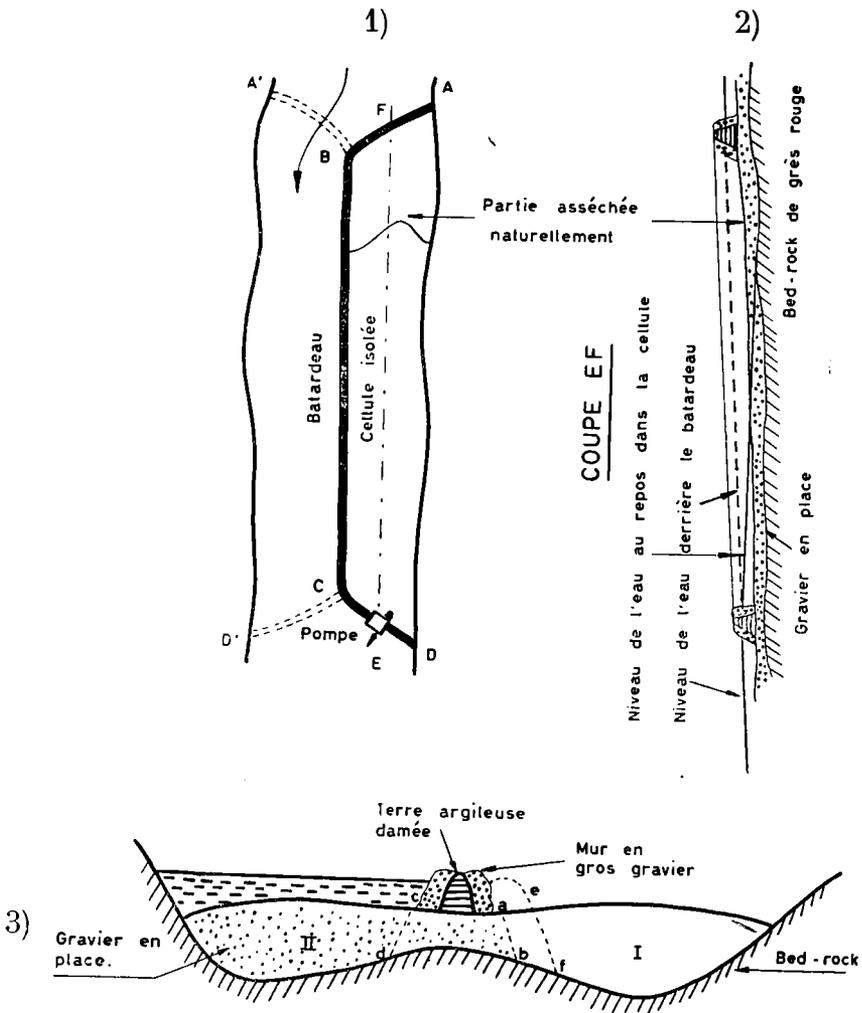
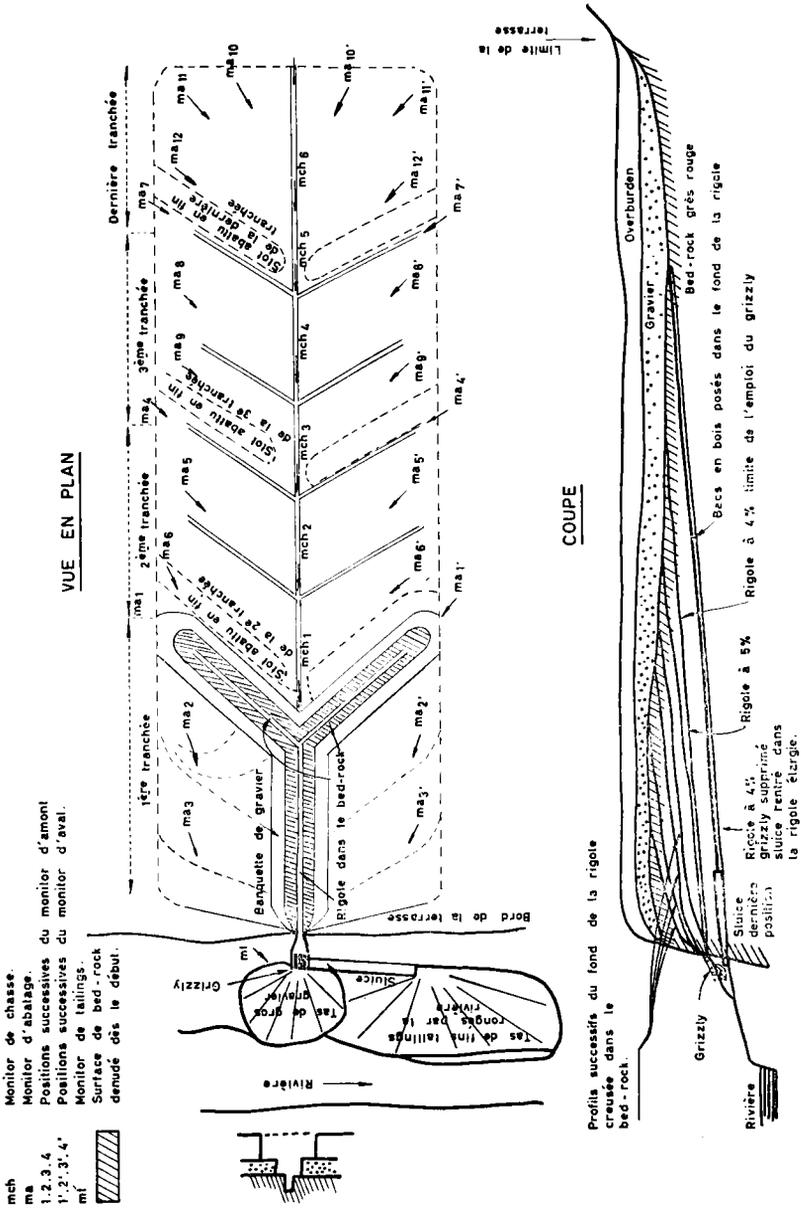


PLANCHE 2. — Exploitation du lit de la rivière par batardeau.

1) Après exploitation de la cellule ABCD, le batardeau est retourné en A' B' C' D'.

3) Détail du batardeau.

Après exploitation de la cellule I jusqu'à la ligne a b, on retourne le batardeau et on exploite la cellule II jusque c d. Si le gravier a b d c est riche, on reforme un batardeau sommaire au-dessus de a b f c et on exploite c d b a le plus complètement possible, en fin de saison sèche lorsque les eaux sont les plus basses.



mch
ma
1.2.3.4
1'.2'.3'.4'
mf

Monitor de chasse.
Monitor d'abatage.
Positions successives du monitor d'amont.
Positions successives du monitor d'aval.
Monitor de tailings.
Surface de bed-rock
denudé dès le début.

VUE EN PLAN

COUPE

Profils successifs du fond de la rigole creusée dans le bed-rock.

PLANCHE 3. — Schéma d'un chantier à hydraulic mining en terrasse.



PHOTO 1. — Extraction du gravier du lit de la Kyimbi à l'abri du batardeau qu'on voit à l'arrière-plan.

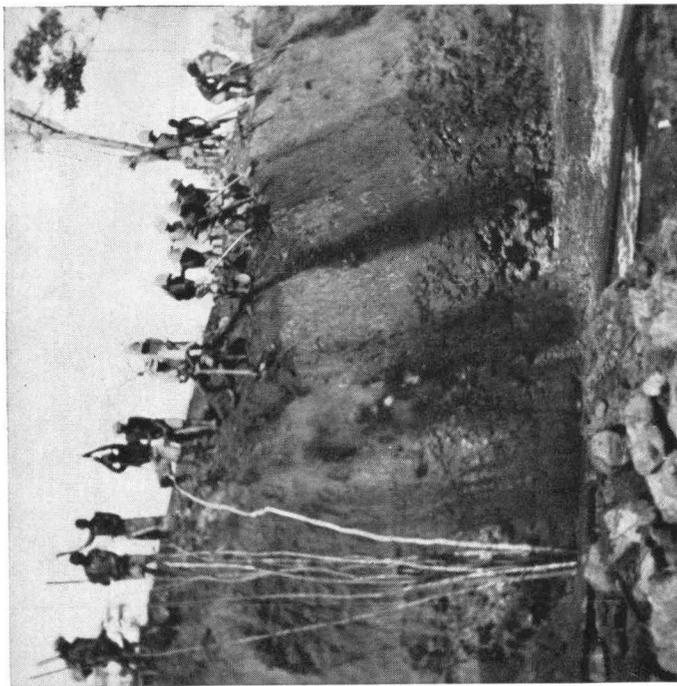


PHOTO 2. — Exploitation d'un *flot* de la Kyimbi.

Enlèvement du recouvrement à la pelle et à la barre à mine (année 1937). Par la suite des rendements de beaucoup supérieurs furent réalisés en utilisant de l'eau pompée sur la terrasse pour évacuer les terres abattues par les hommes, en attendant l'emploi d'eau sous pression par la méthode d'*hydraulic mining*.



PHOTO 3. — Exploitation d'essai en terrasse par *sluice* de grande capacité. Le gravier est déversé sur un *grizzly* et arrosé copieusement.

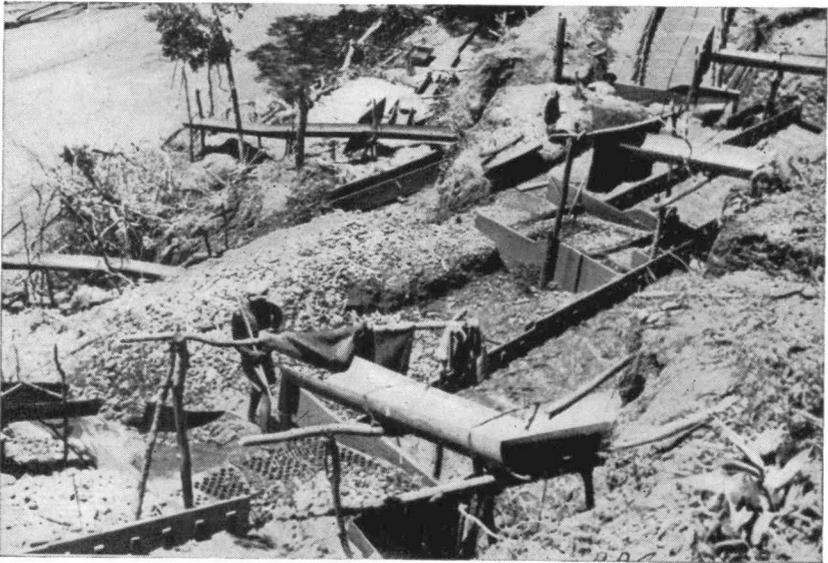


PHOTO 4. — Vue plongeante sur le même appareil de lavage que celui de la photo 3, montrant les tronçons successifs de *sluice* séparés par des *grizzlies* servant au classement criblométrique du gravier.



PHOTO 5. — Vue d'une aire exploitée dans une terrasse de la rivière Marengo qui a remanié des dépôts de piedmont, dont on remarque des blocs volumineux à peine usés.



PHOTO 6. — Exploitation par *hydraulic mining*. Abattage d'un pan de recouvrement. Remarquer à gauche le jet du *monitor* qui est placé latéralement.



PHOTO 7. — Action conjuguée de deux *monitors*. Au premier plan, *monitor* de chasse ; au deuxième plan, *monitor* d'abattage.

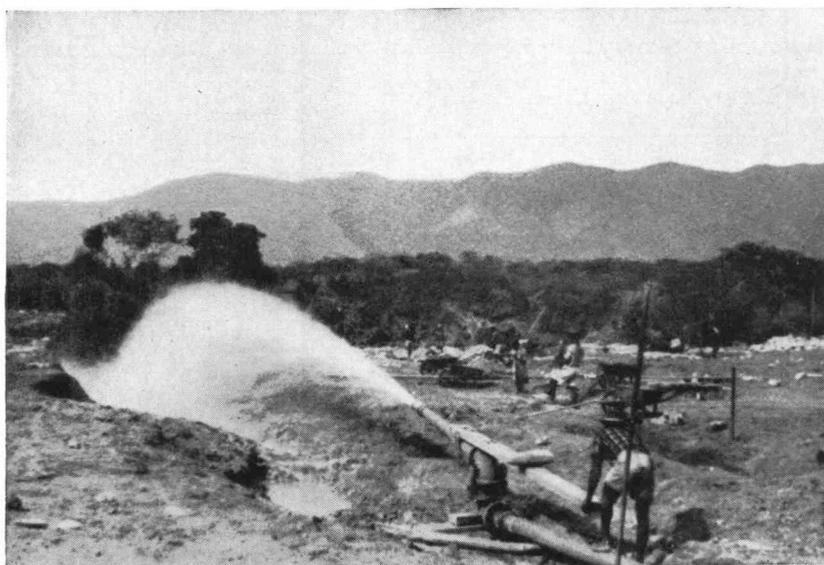


PHOTO 8. — *Monitor* de chasse en action à l'entrée d'une rigole, en fin d'exploitation d'une terrasse. Au dernier plan la montagne d'où provient tout le gravier.



PHOTO 9. — Vue montrant une rigole prise d'enfilade. A gauche, au delà de la souche, termitière partiellement abattue.



PHOTO 10. — Exploitation par *hydraulic mining* dans une terrasse de l'affluent Marengo proche de son embouchure dans la Kyimbi. On remarque la grande dimension du gravier et la rigole creusée à travers un bourrelet du *bed-rock*.



PHOTO 11. — Exploitation par élévateur hydraulique de fabrication locale dans le *flat* de la rivière Lulanga en 1951.

Au bas de la photo, on distingue un coin du *grizzly*, sous lequel plonge le tuyau d'aspiration qui monte ensuite obliquement jusqu'à l'élévateur situé à mi-hauteur de l'échafaudage. L'eau sous pression est amenée par le tuyau horizontal à droite de la photo. Le tuyau de refoulement s'élève verticalement au-dessus de l'élévateur et débouche dans un fût métallique d'où l'eau et le gravier se déversent dans le *sluice*.

Le *flume* qu'on voit en haut à droite est un accessoire qui permet à l'eau de la rivière de franchir la tranchée.

