

# Berg- und Hüttenwesen.

Redigiert von

Dr. Ludwig Haberer, k. k. Senatspräsident i. R., Wien,

Gustav Kroupa,

k. k. Bergrat in Wien,

Franz Kieslinger,

k. k. Oberbergverwalter in Wien.

Ständige Mitarbeiter die Herren: Karl Balling, k. k. Bergrat, Oberbergverwalter der Dux-Bodenbacher Eisenbahn i. R. in Prag; Eduard Doležal, o. ö. Professor an der technischen Hochschule in Wien; Eduard Donath, Professor an der technischen Hochschule in Brünn; Carl R. v. Ernst, k. k. Hof- und Kommerzialrat in Wien; Willibald Foltz, k. k. Kommerzialrat und Direktor der k. k. Bergwerks-Prod.-Verschl.-Direktion in Wien; Karl Habermann, k. k. o. ö. Professor der Montanistischen Hochschule in Leoben; Hans Höfer, k. k. Hofrat und o. ö. Professor der Montanistischen Hochschule in Leoben; Josef Hörhager, Hüttenverwalter in Turrach, Adalbert Káš, k. k. o. ö. Professor der Montanistischen Hochschule in Pöfing; Johann Mayer, k. k. Bergrat und Zentralinspektor der k. k. priv. Kaiser Ferdinands-Nordbahn; Franz Poech, Hofrat, Vorstand des Montandepartements für Bosnien und die Herzegowina in Wien; Dr. Karl A. Redlich, a. o. Professor der Montanistischen Hochschule in Leoben; Karl von Webern, k. k. Sektionschef im k. k. Ackerbauministerium und Viktor Wolff, kais. Rat, k. k. Kommerzialrat in Wien.

Verlag der Manzchen k. u. k. Hof-Verlags- und Universitäts-Buchhandlung in Wien, I., Kohlmarkt 20.

Diese Zeitschrift erscheint wöchentlich einen bis zwei Bogen stark mit Textillustrationen und artistischen Beilagen. Pränumerationspreis: jährlich für Österreich-Ungarn K 28,—, für Deutschland M 25,—. Reklamationen, wenn unversiegelt portofrei, können nur 14 Tage nach Expedition der jeweiligen Nummer berücksichtigt werden.

INHALT: Die Goldbaggerei in Europa. — Die Wasserverhältnisse des Graner Braunkohlenreviers. (Fortsetzung.) — Allgemeines über direkte Feuerungsanlagen. (Fortsetzung.) — Erteilte österreichische Patente. — Zusammenstellung der bisherigen Leistungen beim Baue der großen Alpentunnels. — Notizen. — Literatur. — Amtliches. — Ankündigungen.

## Die Goldbaggerei in Europa.\*)

Von Ingenieur L. St. Rainer.

Noch im Jahre 1854 schätzte Whitney die Menge des aus den Wäschen gewonnenen Goldes auf neun Zehntele der gesamten Produktion<sup>1)</sup>, 1875 musste Suess die Ausbeute aus den primären Lagerstätten bereits auf 34,76  $\frac{0}{100}$  der Jahreserzeugung ansetzen und heute wissen wir, dass dieses Verhältnis im Begriffe ist sich umzukehren und von den im Jahre 1905 gewonnenen 565 000 kg Gold etwa  $\frac{3}{5}$  aus Lagern und Gängen,  $\frac{2}{5}$  aus sekundären Lagerstätten stammen. Das Verhältnis würde für das Schwemmgold noch viel ungünstiger sein, wenn die in Neuseeland aufgekommene und seit 1894 in Nordamerika vielfach verbesserte Baggertechnik nicht ein Mittel geboten hätte, die Gerölle und Sande von tief unter dem Wasserspiegel liegenden Seifen aufzuholen und deren Gold zu gewinnen. Die neue Technik hat sich rasch ausgebreitet und es wird heute außer in Neuseeland und den australischen Staaten Neusüdwales, Viktoria und Queensland in den nordamerikanischen Staaten Kalifornien, Montana, Idaho, Georgia, Colorado, Nord-Carolina, Utah, Neu-Mexiko, Oregon und Alaska, dann in Surinam, Guyana, Venezuela, Brasilien, Madagaskar und Sibirien mit Goldbaggern gearbeitet.

Ich habe die wichtigsten Arten der Baggerei, jene mit Excavatoren und die mit schwimmenden Eimerketten-

baggern, bereits vor Jahren, gelegentlich meines Vortrags über die Platingewinnung im Ural,<sup>2)</sup> geschildert, andere Arten von Baggern, Löffel-, Greif- und Saugbagger hat inzwischen S. Michaelis<sup>3)</sup>, Kabelbagger deren Erfinder A. Vogt<sup>4)</sup> beschrieben. In bezug auf Billigkeit und Massenleistung wird der Schwimmbagger nur vom hydraulischen Betriebe übertroffen, denn die Abspritzung der Schotterbänke durch Hochdruckwasser verursacht noch weniger Unkosten im Verhältnis zur bearbeiteten Masse. Diese Billigkeit des Betriebes hat mitunter zur Anwendung von Eimerkettenbaggern verleitet, wo es an den natürlichen Bedingungen zur Entfaltung ihrer Vorzüge fehlte, oder wo besondere Umstände ins Spiel kamen, die einen materiellen Erfolg ausschlossen.

Die erste Bedingung der Anwendbarkeit liegt in dem Vorhandensein genügend großer Mengen fließenden Wassers, das die aufgerührten Schlamm Massen abzuführen imstande ist, die zweite im Terrain, das nur bei sehr mäßigem Gefälle der Täler oder Terrassen die gefahrlose Bewegung der Bagger gestattet. Aus diesen Gründen beschränkt sich die Schwimmbaggerei auf die Ausbeutung alter oder rezenter Flussläufe und ihrer Anschüttungen, die nur wenige Meter über den Grundwasserspiegel sich erheben oder leicht abgedämmt

\*) Vortrag, gehalten in der Fachgruppe der Berg- und Hüttenmänner des Österreichischen Ingenieur- und Architektenvereins am 28. Februar 1907.

<sup>1)</sup> Eduard Suess: Die Zukunft des Goldes.

<sup>2)</sup> „Jahrbuch der Bergakademien“, Bd. L, Heft 3.

<sup>3)</sup> „Berg- und Hüttenm. Ztg.“ 1904. LXIII.

<sup>4)</sup> Prometheus, XVII. 1906. Nr. 883 u. 884.

werden können. Alluvien von geringer Tiefe sind von dieser Bearbeitungsweise ausgeschlossen und allzu tief liegende Schichten, etwa unter 19 m, können nicht mehr gebaggert werden. Schmale Talwege an Bächen und Flüsschen kommen ebenfalls nicht in Betracht, weil sie jene Kubatur nicht ergeben, die die Basis einer Massenproduktion ist. Endlich sind Flüsse, in deren Grund sich häufig große Felsblöcke und Baumstämme finden, für diese Art der Baggerei nicht geeignet, da deren Entfernung zu große Kosten und Unterbrechungen des Betriebes hervorruft, und ebensowenig kann man Täler und Flussläufe in wohlkultivierten Gegenden auf diese Weise baggern, weil die Häufigkeit der in Mitleidenschaft gezogenen Kommunikationsmittel, besonders der Brücken, dann die Interessen der Fischerei unüberwindliche Schwierigkeiten bieten. Besteht die Unterlage des Alluviums eines Baggerterrains aus hartem, zerklüftetem Gesteine, so ist es unmöglich, den Untergrund sauber aufzuräumen und ein beträchtlicher Teil des im Gerölle vorhandenen Goldes wird sich in dessen Unebenheiten, hinter den Schichtenköpfen und in den Spalten verlieren und für immerwährende Zeiten der Gewinnung entziehen. Bei der Beurteilung der Aussichten eines Baggerunternehmens sind deshalb alle Momente wohl zu beachten, welche auf den Betrieb Einfluss nehmen und es sind die klimatischen, hydrographischen, geologischen und topographischen Verhältnisse genau zu erforschen. Von eben so großer Wichtigkeit ist selbstverständlich die Feststellung des Durchschnittsgehaltes der Seife und die Art des darin enthaltenen Goldes in bezug auf Verteilung und Körperlichkeit. Diese Feststellungen, sowie jene der Ausdehnung nach Tiefe und Breite eines Alluviums erfolgen durch die Voruntersuchung, deren Methoden später an praktischen Beispielen gezeigt werden sollen. Ist das Gold in einer fluviatilen Seife, wie so oft, ganz ungleichmäßig verteilt, so wird es mitunter notwendig, den Durchschnittsgehalt mit einem Versuchsbagger durch Verarbeitung größerer Mengen zu ermitteln.

Einen solchen Untersuchungsbagger, der 20 m<sup>3</sup> in 10 Stunden zu heben imstande ist, hat D. Levat konstruiert und er beschreibt ihn in seinem Werkchen „L'industrie aurifère“. Es ist mit Bechern von 6<sup>1</sup>/<sub>2</sub> l Fassungsraum ausgerüstet und wird durch ein Haspelwerk von zwei Mann betrieben. Das Gesamtgewicht der Metallbestandteile beträgt nur 1500 kg und kein Stück wiegt über 45 kg, so dass dieser Bagger leicht zerlegt und an eine andere Stelle geschafft werden kann. Die Anschaffungskosten stellen sich auf 5000 Frs. Die Bedienungsmannschaft besteht aus einem Meister, den zwei Hasplern, zwei Wascharbeitern an den Schleusen und einem Wasserpumper.

Hat man das zu untersuchende Goldfeld abgebohrt, Versuchswaschungen mit größeren Materialmengen vorgenommen und die einschlägigen Verhältnisse studiert, so wird man mit Bestimmtheit angeben können, ob sich die Baggerung lohnt und welche Baggertype die geeignetste ist. Das Verhältnis der für die Voruntersuchung aufzuwendenden Kosten zu jenen der Anschaffung

der Bagger und der Baggerung selbst ist ein sehr günstiges, so dass das Risiko von Baggerunternehmungen im allgemeinen gering ist. Wenn trotzdem in dem letzten Dezennium so viele davon in beklagenswerter Weise gescheitert sind, so muss der Fehler entweder in der Methode der Voruntersuchung oder in der Wahl der Baggertype gelegen sein, was Veranlassung gibt, beide Momente gelegentlich einer kritischen Betrachtung zu unterziehen. Glücklicherweise stehen den verunglückten Unternehmungen dieser Art zahlreiche andere gegenüber, welche reichlichen Gewinn abwerfen, so dass die Goldbaggerei noch immer im Aufschwunge begriffen ist und in Ländern angewendet wird, in denen die Gewinnung des Goldes aus sekundären Lagerstätten bereits erloschen schien, wie in unserm alten Europa.

Wir müssen zum Teil auf die Schriftsteller des Altertums, Herodot, Plinius, Strabo zurückgehen, um Auskunft über die Goldwäschereien zu erhalten, die in Spanien, in Oberitalien, in Dacien und in den Alpen von den Römern betrieben wurden und ungeheuere Massen des gelben Metalles nach Rom brachten. Ergänzen wir diese Berichte durch die Aufzeichnungen der Chronisten des Mittelalters über die Seifenarbeiten in Böhmen und Schlesien, so ergibt sich, dass überall dort, wo Flüsse aus dem Gebiete der kristallinischen Schiefer in das flache Land treten, goldhaltige Schuttmassen sich ausbreiteten. So war es auf der Pyrenäischen Halbinsel, in den spanischen Provinzen Leon, Galizien und Asturien sowie in den angrenzenden Teilen von Portugal, so war es an den südlichen Abhängen der Westalpen, deren Gewässer dem goldreichen Padus zuströmten, in den transsylvanischen Alpen, in aurifera Gallia, an der Aar und am Rheine und im Land der Tauriker.

Alle diese Schotterablagerungen sind, soweit sie über dem Niederwasserspiegel der betreffenden Flüsse liegen, bis auf kümmerliche Reste im Laufe der Zeiten verwaschen worden und nur jene Gerölle, welche das eigentliche Bett der Flüsse und Ströme bilden, können noch als unangetastet angesehen werden. Über ihren Goldgehalt wissen wir aber so viel wie nichts und können darauf nur Schlüsse ziehen aus der Beschaffenheit der Kiesbänke, welche von den Hochwässern an den Ufern abgesetzt werden. Diese sich immer wieder von neuem bildenden Kiesbänke sind es, welche die uralte Goldwäscherei in manchen Teilen Europas bis in unsere Tage hinein erhalten haben. Ihre Bearbeitung war und ist von den Ufern des Nil, der sich in die Atlantis ergießt, bis zu jenen der Bistritza in der Bukowina nahezu gleichartig und hat sich im Laufe der Jahrhunderte wenig verändert. Ein mit Randleisten eingefasstes, schief gestelltes Brett, das mit Querhölzern oder Querritzen versehen oder gar mit einem Stück Loden bespannt ist, eine Schaufel zum Aufwerfen des Sandes, ein Schöpflöffel zum Aufgießen des Wassers und ein Sichertrog bilden die Ausrüstung des Goldwäschers. Ist das Gold in sehr feinen Schüppchen vorhanden, so braucht er auch einen Bottich zum Auswaschen des Lodes, ein

Fläschchen Quecksilber zur Amalgamation und einen eisernen Löffel zum Ausglühen des Amalgams.

Diese Goldwäscher sind die Schrittmacher der Goldbaggerei. Sie haben die Tradition über den Goldgehalt der fließenden Gewässer von Jahrhundert zu Jahrhundert fortgepflanzt und können uns jene Flüsse bezeichnen, wo eine neue Technik vielleicht Schätze heben kann, die den Alten unerreichbar waren.

Für die Römer waren die fünf goldreichsten Flüsse der Tajo in Spanien, der Po in Italien, der Hebrus in Thrakien (jetzt Maritza), der Paktolos in Lydien und der Ganges in Indien.<sup>5)</sup> Der erste dieser Flüsse hat seine Quellen in den Jura-, Kreide- und Triasschichten der Montes Universales und in dem darunter sich ausbreitenden Miozän, die sicher nicht zu seinem Goldreichtum beigetragen haben. Dagegen hat er starke Zuflüsse aus den Gneisen und Graniten der Sierra de Gredos und aus den kristallinen Schiefen der Sierra Guaderama und im Unterlaufe aus dem Cambrium der Sierra de Gata und aus den Graniten der Sierra Estrella, aus deren Detritus das Gold des Tajo stammt. Die genannten Gebirge entsenden aber gegen Norden ebenfalls eine Menge zeitweise sehr wasserreiche Flüsse in den Duero, in den sich auch die aus dem Cantabrischen Gebirge kommenden Gewässer ergießen. Dieser letztgenannte Gebirgszug, eine Kette von alten Schiefen und Gneisen, die häufig von Granit- und Porphyrkuppen durchbrochen sind, bildet das eigentliche Goldland Spaniens und hat durch die Esla seinen goldhaltigen Detritus dem Duero zugeführt. Sein östlicher Ausläufer, das Samedogebirge, entsendet gegen Osten den Sil, einen Nebenfluss des Minho, an denen auch heute noch Gold gewaschen wird, wenn sich auch der derzeitige Betrieb mit jenem der Römer in keiner Weise vergleichen lässt. Deutsche Bergingenieure, die das alte Goldland des Plinius (das Viereck Coruna, Gijon, Salamanka, Oporto) in den letzten Dezennien besuchten<sup>6)</sup>, schätzen die von den Römern durch Bruchbau gelockerten und durch Schleusen verwaschenen Schuttmassen auf 500 Millionen Tonnen, können aber weder über den Goldgehalt dieser alluvialen oder diluvialen Ablagerungen, noch über jenen der rezenten Alluvien in den Flüssen exakte Angaben machen. Sicher ist nur, dass die auf irrthümlichen Annahmen<sup>7)</sup> beruhenden und ohne gehörige Voruntersuchungen gegründeten Großunternehmungen fehlgeschlagen haben, weil nur ein kleiner Teil des Goldes gewonnen wurde, das man nach einzelnen Probewaschungen als vorhanden angenommen hatte.

Wenden wir uns dem zweiten der Flüsse zu, die Plinius als die goldreichsten bezeichnet, dem Po, so finden wir, dass über dessen Goldführung noch weniger bekannt ist, als über die Flüsse Iberiens. Schon die Alten hatten erkannt, dass Goldwäscherei und Boden-

kultur in einem gewissen Gegensatze stehen und erstere in Italien eingeschränkt<sup>8)</sup>; bei der hohen Stufe der Vollkommenheit, die der Ackerbau in der Poebene wie in den Tälern einnimmt, die vom Südrande der Alpen herunterkommen, ist heute noch weniger daran zu denken, diesen fruchtbaren Boden zu devastieren. Aber ein anderer Umstand ist zu erwähnen, wenn man von der Baggerfähigkeit des Po und seiner linksseitigen Zuflüsse spricht. Der südliche Teil der italienischen Provinz Novara zwischen der Dora baltea und dem Tessin, dann die ganze südliche Lombardei sind mit Diluvialschutt erfüllt, der seit Jahrtausenden von zahlreichen Wasserläufen gegen den Po hin geschoben wird, so dass dieser nicht mehr in einem Tale fließt, sondern auf einem Rücken, und fortwährend droht, die Dämme an seinen beiden Ufern zu zerreißen und ungeheure Strecken fruchtbaren Landes zu überschottern oder zum mindesten zu versanden. Schon lange denken die einsichtigen Ingenieure Italiens daran, diese Gefahr zu bannen und dem Po ein tieferes Flussbett zu baggern, denn dies wäre die einzige Maßregel, welche Oberitalien vor einer Katastrophe bewahren kann, die vielleicht sehr spät, aber einmal sicher eintreten wird. Sollte es aber zur Baggerung des Pobettes kommen, so wird voraussichtlich einen Teil der Kosten die Goldausbeute tragen, die man bei der Hebung der Geschiebemassen des Pogrundes machen kann.

Von den Goldschätzen des südlichen Frankreichs, an denen bereits die Römer sich bereicherten, ist sichtbar nur das wenige übrig geblieben, was die Landleute zwischen der Rhône und der Garonne, in dieser und in den Nebenflüssen Gardon, Lot, Ceze, Tarn und Arriège in mühsamer Arbeit gewinnen, wenn ihnen nach der Bestellung der Felder Zeit zu einigem Nebenerwerb bleibt. Die Golderte ist auch in Frankreich längst vorbei und die Nachlese ergibt nur mehr spärliche Resultate.

Nicht anders verhält es sich am Rheine, dessen Nibelungenschatz wohl niemals gehoben wird, obwohl Kelten, Germanen und Römer ihn ausgebeutet haben und seine Goldführung vom Einfluss der Aar an bis nach Mainz hinunter in Hunderten von ehemaligen Wäschereien konstatiert ist. Den Gehalt des Rheinsandes gibt Dufrenoy (Compt. rendu 29) zu 0,011 bis 0,014 g im Kubikmeter an, ferner enthalte er 2<sup>0</sup>/<sub>100</sub> Magneteisen, 3 bis 4<sup>0</sup>/<sub>100</sub> Titaneisen und Eisenglanz. Das Gold soll jedoch hauptsächlich in den Uferbänken und Inseln in wenig mächtiger Schichte vorkommen, die besten Goldgründe sollen am flacheren badischen Ufer zwischen Kehl und Daxlanden liegen.<sup>9)</sup> Daubré gab („Annales des mines“ 1846) den Gehalt des Gerölles in der Nähe von Straßburg folgendermaßen an:

Erste Sorte bis 15 cm tief, 70 bis 80 Flitter auf einer Schaufel: 1,011 g im Kubikmeter.

Zweite Sorte bis 23 cm tief, 25 bis 30 Flitter auf einer Schaufel: 0,438 g im Kubikmeter.

<sup>5)</sup> Plinius: Hist. nat. 33, 3.

<sup>6)</sup> Fritz Beuther: Das Goldland des Plinius. „Preuß. Ztschr.“ 1891. — Th. Breidenbach: Das Goldvorkommen im nördlichen Spanien. „Zeitschr. f. prakt. Geologie.“ 1893.

<sup>7)</sup> Sowerby: Meeting of the Foreign and Col. Sect. Min. Jour. 1885.

<sup>8)</sup> Plinius: Hist. nat. 33, 4.  
<sup>9)</sup> Dr. Bernhard Neumann: Die Goldwäscherei am Rhein. „Preuß. Zeitschr.“ 1903.

Dritte Sorte bis 33 cm tief, 10 bis 12 Flitter auf einer Schaufel: 0,234 g im Kubikmeter.

Vierte Sorte bis 62 cm tief,  $\frac{3}{4}$  bis 1 Flitter auf einer Schaufel: 0,0146 g im Kubikmeter.

Die Verwaschung geschah auf einer zwei Meter langen, einen Meter breiten Tafel, die eine Neigung von 10 bis 12° hatte und an deren oberstem Teil sich ein Sturzkorb aus Weidenruten mit 2 cm weiten Maschen befand. Die Tafel war mit Leinwand und Bauernloden, sog. Schwabentuch belegt. In zwölf Stunden wurden 400- bis 500mal je fünf Schaufeln Sand aufgegeben und so lange mit dem „Sandputzer“, einem langgestielten Schöpflöffel, Wasser darauf gegossen, bis das Material über die Tafeln hinunter gespült war. In einer Tagesschicht wurden etwa 4 m<sup>3</sup> Sand verwaschen, die je nach seiner Güte 1,6 bis 11,6 kg Schlich ergaben. Dieser Schlich wurde in Mengen von 25 kg in der Hängesackse, einem großen, an Schnüren aufgehängten Sichertroge, „das Schiff“ genannt, ausgezogen. Über die Höhe der Produktion im Mittelalter wissen wir sehr wenig. Sie dürfte nicht ganz unbedeutend gewesen sein, denn noch im 19. Jahrhundert wurden in einzelnen Jahren am linken Ufer allein bis 14 kg erwaschen. Mit der Industrialisierung Deutschlands und auch beeinflusst durch die zunehmende Stromregulierung ging die Produktion wieder zurück und hörte nach 1870 fast ganz auf. Der Grund des Stromes, der allein eine größere Ausbeute ermöglichen würde, ist noch niemals auf seinen Goldgehalt untersucht worden.

Das gleiche gilt von der Elbe, in der noch zu Agricolas Zeiten bei Schandau und Pirna bis nach Wittenberg hinunter Gold gewonnen wurde. Es stammt dies wohl sicher aus Böhmen und damit kommen wir auf unserem Streifzug durch Europa in unser engeres Vaterland Österreich. Über die primären Goldvorkommen von Böhmen, Mähren und Schlesien hat Pošepný<sup>10)</sup> mit großem Fleiße alle Daten zusammengestellt, welche er in den Archiven von Prag finden konnte, allein über die Ausbeutung der sekundären Lagerstätten weiß auch er wenig anzugeben, denn diese reicht weit in die sagenhafte Zeit der Herzoge Přemysl und Nezamysl zurück und war zur Zeit der Hussitenkriege der Hauptsache nach bereits beendet. Nur die Ausdehnung der alten Seifenwerke lässt sich an der Wotawa und Sazawa, auch im Schlesischen Gesenke noch genau erkennen. So viel davon bereits unter die Pflugschar gekommen sein mag, so ziehen sich doch noch die charakteristischen „Zeilen“, die durch die Handarbeit der Alten aufgehäuften Blöcke des verarbeiteten Schotters von Bergreichenstein über Schüttenhofen, Horazdovic, Katovic und Strakonice bis über Kestran in der Nähe von Pisek, wo die Wotawa in Talengen eintritt. Knapp ober der ersten Verengung,

bei Hradist, südwestlich von Pisek, ist unlängst ein Versuch gemacht worden, etwas Gold zu gewinnen und den Gehalt des Flusssandes zu bestimmen,<sup>11)</sup> allein dieser Versuch ist nur mit 600 kg Material ausgeführt worden und gestattet daher nicht, weittragende Schlüsse an das Ergebnis zu knüpfen. Ausgebracht wurden 170 Goldblättchen im Gesamtgewichte von 3,3 mg, woraus sich der Gehalt mit 0,011 g pro Kubikmeter berechnet. Der tiefliegende Schotter aus der Mitte des Flusses wurde, da es an hierzu geeigneten Werkzeugen mangelte, nicht gehoben, allein gerade dieses Gerölle, welches wegen des Wasserandranges von den Alten vielleicht nicht verwaschen werden konnte, wäre würdig, auf seinen Gehalt untersucht zu werden.

Die Moldau, in welche alle goldführenden Flüsse und Bäche münden, hat in ihrem Oberlaufe häufig steile Ufer und felsigen Grund und zahllose Dämme und Stauwehren, ist also schon aus diesen Gründen dort nicht baggerfähig. Über den Gehalt des schiffbaren Teiles dieses mächtigen Flusses von der Mündung der Sazava abwärts fehlt aber jede Kenntnis, obwohl unterhalb Prag schon seit langem zu Zwecken der Regulierung gebaggert wird, und es ist sehr zu bedauern, dass der Frage der Goldgewinnung als Nebenzweck so gar keine Aufmerksamkeit geschenkt wird. Wenn es den Alten auch möglich gewesen ist, kleinere Flüsse, wie etwa die Wotawa, Litawka, Lomnitz und Beraun zu teilen und abzdämmen und zuerst den Schotter der einen, dann jenen der anderen Hälfte abzugraben und zu verwaschen, bei der Moldau hat diese Methode sicher versagt und es dürften deren Geschiebe ihres Goldgehaltes noch nicht beraubt sein. Eine Untersuchung hierüber erscheint mir dringend geboten, denn es ist mehr als wahrscheinlich, dass ein ansehnlicher Teil der Kosten der Regulierungsarbeiten durch das als Nebenprodukt unschwer zu gewinnende Gold der Moldau gedeckt werden könnte.

Vollkommen erschöpft scheinen die Seifen im Riesengebirge zu sein, u. zw. sowohl jene am böhmischen, wie jene am preußischen Abhange. Auf letzterem wurde noch in jüngerer Zeit ein Versuchsbau bei Goldberg betrieben, der Gehalte von 0,05 bis 0,2 g im Kubikmeter ergab. Ebenso vollkommen erschöpft sind die Seifen an der Oppa zwischen Würbenthal und Jägerndorf, von denen die Reste der staunenswerten alten Arbeiten allmählich unter dem aufstrebenden Walde verschwinden. Um vollständig zu sein, wäre hier noch die Goldene Bistritz in der Bukowina zu erwähnen, an der die Zigeuner noch Gold waschen, deren steile Ufer und schmales Flussbett aber eine Arbeit im großen Stile, wie die Goldbaggerei, ausschließen.

(Fortsetzung folgt)

<sup>10)</sup> F. Pošepný: Archiv für praktische Geologie I.

<sup>11)</sup> Dr. Aug. Krejčí: Gold aus der Wotawa bei Pisek und seine Begleitminerale. Académie des Sciences de Bohême. 1904.

# Berg- und Hüttenwesen.

Redigiert von

Dr. Ludwig Haberer, k. k. Senatspräsident i. R., Wien,

Gustav Kroupa,

k. k. Bergrat in Wien.

Franz Kieslinger,

k. k. Oberbergverwalter in Wien

Ständige Mitarbeiter die Herren: Karl Balling, k. k. Bergrat, Oberbergverwalter der Dux-Bodenbacher Eisenbahn i. R. in Prag; Eduard Doležal, o. ö. Professor an der technischen Hochschule in Wien; Eduard Donath, Professor an der technischen Hochschule in Brünn; Carl R. v. Ernst, k. k. Hof- und Kommerzialrat in Wien; Willibald Foltz, k. k. Kommerzialrat und Direktor der k. k. Bergwerks-Prod.-Verschl.-Direktion in Wien; Karl Habermann, k. k. o. ö. Professor der Montanistischen Hochschule in Leoben; Hans Höfer, k. k. Hofrat und o. ö. Professor der Montanistischen Hochschule in Leoben; Josef Hörhager, Hüttenverwalter in Turrach, Adalbert Káň, k. k. o. ö. Professor der Montanistischen Hochschule in Příbram; Johann Mayer, k. k. Bergrat und Zentralinspektor der k. k. priv. Kaiser Ferdinands-Nordbahn; Franz Poech, Hofrat, Vorstand des Montandepartements für Bosnien und die Herzegowina in Wien; Dr. Karl A. Redlich, a. o. Professor der Montanistischen Hochschule in Leoben; Karl von Webern, k. k. Sektionschef im k. k. Ackerbauministerium und Viktor Wolff, kais. Rat, k. k. Kommerzialrat in Wien.

Verlag der Manzchen k. u. k. Hof-Verlags- und Universitäts-Buchhandlung in Wien, I., Kohlmarkt 20.

Diese Zeitschrift erscheint wöchentlich einen bis zwei Bogen stark mit Textillustrationen und artistischen Beilagen. Pränumerationspreis: jährlich für Österreich-Ungarn K 28, — für Deutschland M 25, — Reklamationen, wenn unversiegelt portofrei, können nur 14 Tage nach Expedition der jeweiligen Nummer berücksichtigt werden.

INHALT: Die Goldbaggererei in Europa. (Fortsetzung.) — Die Wasserverhältnisse des Graner Braunkohlenreviers. (Schluss.) — Allgemeines über direkte Feuerungsanlagen. (Fortsetzung.) — Erteilte österreichische Patente. — Notizen. — Literatur. — Amtliches. — Ankündigungen.

## Die Goldbaggererei in Europa.

Von Ingenieur L. St. Rainer.

(Fortsetzung von S. 212.)

Wie steht es nun aber in den Alpen, im goldreichen Land der Tauriker, an den Abhängen der Hohen Tauern, die ihre Gletscherwasser einerseits in die Möll und Drau, andererseits in die Salzach entsenden? Wenn wir in Strabo lesen, dass im Jahre 150 v. Chr. in Kärnten Goldfelder von solcher Ergiebigkeit gefunden wurden, dass wegen der Menge des nach Rom gesandten Goldes dort dessen Preis binnen zwei Monaten um ein Drittel sank, können wir da nicht annehmen, dass wenigstens in den Rinnsalen der tieferen Flüsse noch einiges von diesen Reichtümern vorhanden ist und allmählich dem Bette der Donau zugeführt wurde? Es ist recht beschämend, dass wir darüber nichts, wenigstens nichts Positives wissen und auf Vermutungen angewiesen sind. Was die Donau anbelangt, so ist es ein Gemeinplatz, dass sie ein Wildwasser ist, dessen oft verheerende Hochfluten häufig den Stromstrich verlegen, jetzt Sandbänke anlegen, wo Untiefen waren, Arme durchreißen, wo hochragendes Gebüsch auf längstbefestigte Ufer deutete. Solche Wildwässer setzen mitgeführtes Gold nie regelmäßig ab, sondern nur an der Anfallseite der Inseln und Flusskrümmungen. Es ist deshalb nicht zu hoffen, dass jene wenigen baggerfähigen, flachen Ufer, welche die Donau überhaupt bietet, von Aschach bis Ottensheim und von Linz bis Ardagger, dann von Krems bis zur Grenze durchschnittlich einen Gehalt aufweisen, der

die Kosten der Baggerung zu decken vermöchte. Über die Goldführung des eigentlichen Flusslaufes, nämlich der Schottermassen, welche sich ständig unter dem Wasserspiegel und in der Strömung befinden, ist nichts bekannt. So viel schon an der Donau zum Zwecke der Flussregulierungen gebaggert wurde, ist es doch noch nie versucht worden, den gehobenen Schotter auf irgend eine, wenn auch primitive Art zu waschen und etwa mitgeführtes Gold aufzufangen. Ich glaube, dass ein solcher Versuch, der mit geringen Auslagen verbunden ist, sehr zeitgemäß wäre; wenn sich erweist, dass auch nur die Hälfte der Baggerkosten durch das nebenbei gewonnene Gold gedeckt würde, so könnte in der Donau-regulierung ein ganz anderes Tempo eingeschlagen werden, als jetzt notgedrungen eingehalten wird. Das Gefälle der Donau ist nicht so ungünstig. Es beträgt zwischen Passau, wo der Inn und mit diesem das Gewässer der Salzach mündet, und Wallsee auf 127 km Länge 54 m, d. i. pro Kilometer 0,426 m, unterhalb der Stromschwelen zwischen St. Nikolai und der Porta Hungarica bei Theben auf 168 km Länge 85 m, d. i. pro Kilometer 0,50 m und ist für die Ablagerung von Goldpartikeln weit günstiger als jenes der Mur und der Drau, an deren Ufer auch heutzutage, zumeist von zuwandernden Kroaten zwischen Graz und Wildon und von der Grenze bis Marburg hinauf, noch Gold aus-

gewaschen wird. Trotz des starken Gefälles, das diese Flüsse haben, lagern sich nach jedem Hochwasser an den Ufern und auf den Sandbänken, ähnlich wie am Rheine, genügend viele Goldflitter ab, um diesen genügsamen Menschen einen zufriedenstellenden Verdienst zu gewähren. Das Gold kann nur vom Oberlaufe stammen, wo in Kärnten an der Drau unbedeutende Reste diluvialer Seifen bei Tragani oberhalb Paternion, dann am Ausgange des Liesertales und bei Wiesenau im Lavantale noch anstehen, aber auch die aus dem Defreggergebirge, der Krentzeckgruppe und den Hohen Tauern kommenden Zuflüsse immer wieder etwas Gold mitbringen. Die Ufer der Drau und Mur in Österreich sind wohlangebaute Kulturböden, dessen Baggerung ganz ausgeschlossen ist. Das gleiche gilt für die schmalen Alluvien der Salzach, wohl der reichsten Schotterablagerung in Österreich, deren Detritus zum größten Teile aus den Hohen Tauern stammt und durch die Gasteiner, Rauriser, Fuscher und Kapruner Aachen herabgetragen wurde. Wo diese Seifen nicht mit fruchtbarem Boden bedeckt sind, also direkt an den Krümmungen des Flusses, an den sogenannten Griesern, wurden sie bis in die jüngste Zeit von einzelnen Wäschern bearbeitet. Im Jahre 1806 zählte man 126 solcher Griesstrecken<sup>12)</sup> zwischen Bruck im Pinzgau und dem Pass Lueg und in einem Berichte aus dem folgenden Jahre wird der Gehalt je nach der Güte des Grieses zu zwei Groschen vier Kreuzer und einem Groschen in 20 Trögen oder 224 kg angegeben, woraus man sich den Minimalgehalt zu  $\frac{1}{3}$  g im Kubikmeter berechnen kann. Leider ist die Salzach nicht einmal in ihrem Flussbette mittels Schwimmbaggern zu bearbeiten, da sie mit zahlreichen Brücken und Stegen überspannt ist. In solchem Terrain vermögen nur Kabelbagger, mit denen senkrecht auf die Flussrichtung gearbeitet wird, Dienste zu leisten; allein hier verbieten sich auch diese, weil die Salzach auf langen Strecken von Eisenbahn und Landstraße eingesäumt wird.

Ist somit für die Goldbaggerei in Österreich geradeso wie in den westlichen Kulturländern nur ein problematisches Feld der Tätigkeit offen, so darf man weit höhere Erwartungen in Ungarn hegen, welches Land von jeher in bezug auf Goldproduktion in Europa die erste Stelle eingenommen hat. Drei Gebiete sind es vornehmlich, in denen Goldgänge sich in oder nahe an jungplutonischen Decken finden, das niederungarische, das oberungarische und das siebenbürgische Erzgebirge und jedem dieser Gebiete entstammen Flüsse, deren Geschiebe Gold führen. Die Gran kommt von den Kremnitz-Schemnitz-Neusohler Bergbauen her, die Theiß hat ihre Quellen im Vihorlat-Gutin-Gebirge, der Aranyos und die Körös werden aus dem Siebenbürgischen Erzgebirge, die Maros aus diesem und von den Bächen gespeist, die von den Höhen der Transsylvanischen Alpen gegen Norden abfließen. Zählt man hierzu noch die Nera, welche das Banater Gebirge durchbricht, die Drau, die

Mur und die Donau, die ihre Goldführung aus Österreich erhalten, so sind erst die bedeutenderen Gewässer genannt, an denen Goldwäscherei betrieben wird. Für die Goldbaggerei scheint die Drau am aussichtsvollsten zu sein. Ihr Gefälle erniedrigt sich, nachdem sie die Steiermark verlassen hat, sofort so sehr, dass alle spezifisch schwereren Bestandteile sich absetzen können, die Breite des Flusses sowohl wie seiner Niederungen ist so bedeutend, dass eine lang andauernde Massenverarbeitung möglich ist. Zudem werden gegenwärtig schon durch Handarbeit am kroatischen Ufer bei Drnje, Molve und Virje, am ungarischen bei Legrad unterhalb des Muraköz jährlich 8 bis 12 kg Waschgold erzeugt, ein Beweis dafür, dass der Goldgehalt nicht sehr gering sein kann, da sich die Handarbeit bei einem solchen von weniger als 20 cg im Kubikmeter nirgends mehr lohnt und der kroatische Wäscher täglich nur 14 bis 15 g Gerölle zu verwaschen imstande ist<sup>13)</sup>. Auch an der Mur sind die Bedingungen vorhanden, unter denen Goldbaggerei technisch möglich ist. Da auf der kurzen Strecke bis zu ihrer Mündung in die Drau bei Kotor, Murawid, Szent Maria und Also-Mihalyovec Goldwäschereien betrieben werden, die jährlich einige Kilogramm Gold an das königl. ung. Einlöseamt in Nagy-Kanizsa liefern, so wäre die systematische Abbohrung oder noch besser die versuchsweise Baggerung dieser beiden Flussläufe wohl zu empfehlen. Die Goldbaggerei hat in den Ländern der ungarischen Krone jedoch weder hier noch an der Donau eingesetzt, wo zwischen Pressburg und Komorn auch alljährlich ein paar Kilogramm Gold erwaschen und in Raab eingelöst werden, sondern — nomen est omen — am Aranyos in Siebenbürgen.

Kaum dass bekannt geworden war, dass man in Kalifornien mit Baggern günstige Erfolge in der Goldwäscherei erreicht hatte, ließ 1896 der bekannte Pächter der ostpreussischen Bernsteinfundstellen in aller Eile einen Sandbagger nach Topanfalsa kommen und versuchte dort, aus dem Gerölle dieses Flusses die vermuteten (denn Sondierungen waren für überflüssig erachtet worden, da der Name des Flusses arany Gold — schon Gewähr für den Reichtum gab) Goldklumpen geradeso zu gewinnen, wie er die Bernsteinstücke aus dem Sande der samländischen Küste auswusch. Das Unternehmen schlug natürlicherweise gänzlich fehl, da der zur Aufholung von Seesand gebaute Bagger im groben Gerölle dieses Flusses in kurzer Zeit vollkommen devastiert war. Auch der Umbau in einen Greifbagger machte die Sache nicht besser, denn dieser fasste wohl die großen Knauer, ließ aber den feinen goldhaltigen Sand zwischen den Lippen ausfließen, so dass in sechs Monaten nur beiläufig 100 m<sup>3</sup> Feingerölle verwaschen wurden, worauf man den unsinnigen Betrieb einstellte. Bald darauf schürfte ein findiger Engländer den Flusslauf der Nera ein, welche ihre Quellen in den kristallinen Schiefen des südöstlichen Ungarn hat und ehe sie das Banater Erzgebirge durch-

<sup>12)</sup> M. Ritter v. Wolfskron: „Die alten Goldwäscher am Salzachflusse in Salzburg“ in Pošepnys Archiv für prakt. Geologie II.

<sup>13)</sup> S. Rákoczy: Das Aufsuchen der Erzlagerstätten in Goldseifen. „Montan-Ztg.“, Graz, 1905.



bricht, ein breites und 24 km langes Alluvium bildet. Da er aber die beiden Ufer ungedeckt gelassen hatte, entspann sich zunächst ein Wettrennen um die Verleihung von Tagmaßen und erst nach dem Ausgleich der dadurch geschaffenen ungünstigen Besitzverhältnisse konnte ein Hamburger Konsortium einen lächerlich kleinen Bagger aufstellen, dem ein Floß angehängt war, das die Wäsche trug. Obwohl das Gold der Nera ziemlich grobkörnig ist, gelang es nicht, es in den Schleusen aufzufangen und auch dieser Betrieb wurde eingestellt. Der Tagmaßenbesitz ist seither an eine reichsdeutsche Gesellschaft „Gneisenau“ übergegangen, welche aber über die Voruntersuchung und Projektverfassung noch nicht hinausgekommen zu sein scheint.

Unterdessen hatte aber im benachbarten Serbien eine englisch-französische Gesellschaft die Konzession von Neresnitza erworben, wo einheimische Unternehmer seit etlichen Jahren auf primären Lagerstätten am Pek, im Tale der Cesta broditza, sowie bei Salasch am Timok schürften.

Der Pekfluss hat seine Quellen am Nordabhange des Stol und der Crna gora, wo die Süd-Nord streichenden kristallinen Schiefer und jurassischen Kalke von Granitoiden, trachytoidischen und porphyrischen Gesteinen durchbrochen werden, mit deren Empordringen zugleich eine starke metallische Imprägnation stattfand. Bei der Abtragung dieser Gesteine bildeten sich goldhaltige Eluvien, durch deren Abschwemmung in das Pektal und dessen Nebentäler alluviale Goldseifen entstanden. Dort wo der Pek unterhalb des Zigeunerdorfes aus den Engen heraus in die freundliche Talebene von Iteschitza und Neresnitza tritt, wird ihm von allen Seiten, aus dem Cesta broditza-Tale, aus dem Valea Woluja und aus Duboka, von den kleinen Tälern südlich des Markowa Krischma, wo der Banater Schwabe und alte Schemnitzer Felix Hofmann in mehrjähriger Arbeit reiche primäre Goldlagerstätten erschürfte, die ihm die serbische Justiz vor kurzem entzogen hat, dann aus Gloschanna und Komscha goldhaltiger Detritus zugeführt und abgelagert. Die dadurch gebildete Seife reicht bei 20 km Länge und durchschnittlich 450 m Breite bis unter das Bezirksstädtchen Kucewo hinunter, wo eine neuerliche Talenge das Alluvium abschnürt. Dieser obere Teil der Anschwemmung ist 3,5 bis 5 m tief und führt fast nur grobkörniges Gold von 866 Tausendteilen Feingehalt, das sich beim Verwaschen leicht auffangen lässt. Unter der erwähnten Enge, zwischen den Dörfern Mischljénowatz und Selenike, öffnet sich das Pektal wieder und ist mit breiten Diluvien gefüllt, die von dem Flusse und seinen Alluvialschottern durchschnitten werden, und nach 26 km weiterer Erstreckung bei Weliko Gradiste an der Donau endet. Während die Konzessionen (Feldmaßen) bei und oberhalb Neresnitza einem serbisch-französisch-englischen Konsortium verliehen wurden und das linke Ufer des Pek: unterhalb dieses Ortes bis über Kucewo hinaus zur Konzession Kutschaina (Felix Hofmann) gehört, hat sich die serbische Regierung die Ausbeutung der Alluvien des Pekunterlaufes vorbehalten und im

verflossenen Jahre das Terrain durch Bohrungen untersucht, ohne dass man über die Resultate sichere Nachrichten hätte können in Erfahrung bringen. Wahrscheinlich ist das Gold in diesem Teile nur in feinen Schüppchen enthalten, daher schwierig aufzufangen und der Gehalt lässt eine erfolgreiche Bearbeitung nach den gebräuchlichen Arbeitsweisen nicht erwarten.

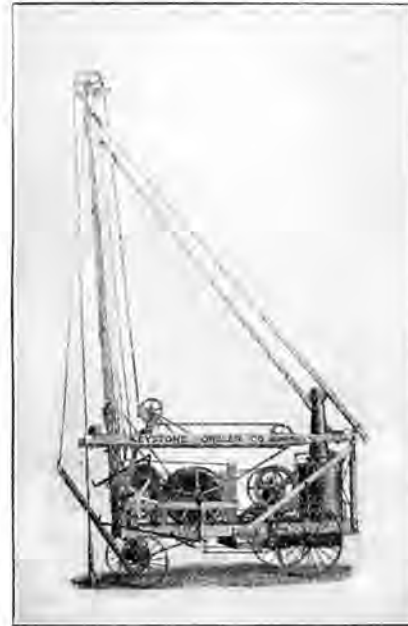


Fig. 1.

Die „Société d'exploitations minières en Serbie“, welche die Goldfelder bei Neresnitza erworben hatte, begann 1901 ihr Alluvialterrain abzubohren und verwendete hierzu einen der in Amerika rasch beliebt gewordenen Keystone Driller. Diese Bohrvorrichtung ist sehr kompensiös gebaut und besteht aus einem fahrbaren Bohrgestänge, dessen Kran durch zwei Streben abgestreift ist. Eine sechspferdige Lokomobile, auf dem rückwärtigen Teile des Bohrwagens angebracht, bewegt durch Riemenantrieb und Zahnradvorlege einen Kurbeltrieb und durch diesen den Bohrschwengel. Letzterer, ein Doppelbalken, trägt zwei Querstücke, auf denen Rollen angebracht sind. In der Mitte des Bohrwagens lagert die Seiltrommel für das 50 mm starke Bohrseil und darüber jene für das Haspelseil, die beide durch Riementriebe, erstere langsam, die zweite ziemlich rasch gedreht werden können. Das Bohrseil läuft von der Seiltrommel über eine Leitrolle unter die Schwengelrolle, hinauf zur Seilscheibe und hängt mit seinem Wirbel genau über dem zu bohrenden Loche. Der Kurbeltrieb ist verstellbar zwischen 30 und 40 cm radialer Entfernung von der Achse, wodurch die Hubhöhe zwischen 45 und 60 cm variiert werden kann. Die Bohrgarnitur besteht aus der Seilhülse mit dem Wirbel, dem Bohrgestänge aus vierzölligem Rundeisen und einem Satze Meißelbohrer. In feinem und mittel-

grobem Schotter werden die „spudding bit“ mit scharfwinkliger Schneide verwendet, in grobem Gerölle der „Mother Hubbard bit“ mit einer Schärpfung von beiläufig 80° und im Untergrund (bed rock) oder dort, wo große

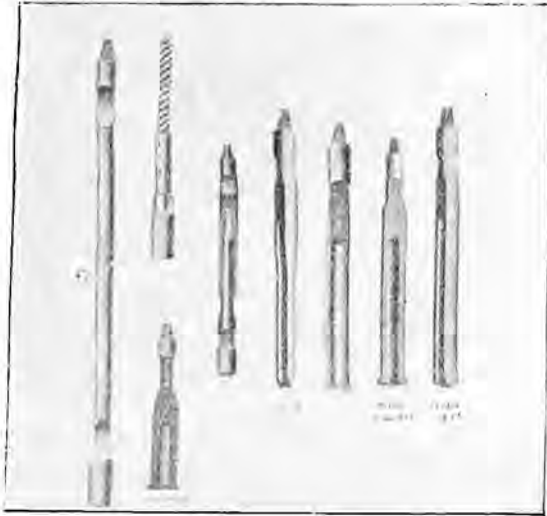


Fig. 2.

Gesteinstrümmer vorkommen, benützt man den „fluted rock bit“ mit rechtwinkliger Schneide. Sind tiefere Bohrlöcher zu machen als solche von 15 m, so ist auch eine Rutschschere notwendig, um bei Verklemmungen des Meißels intensive Rückstöße ausführen zu können. Die Bohrröhre werden in zwei Stärken geliefert: für

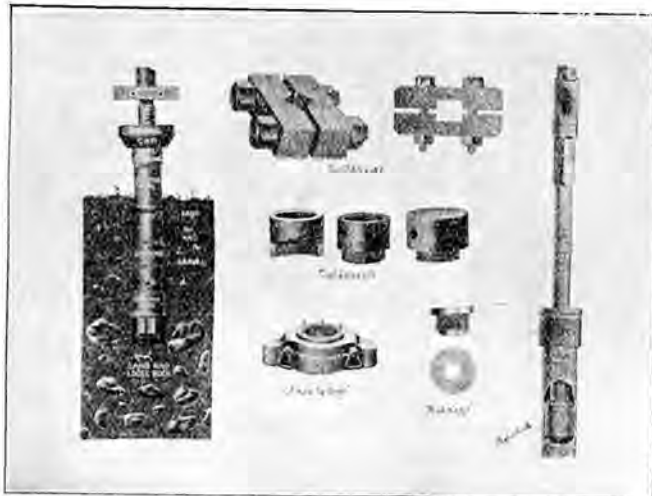


Fig. 3.

gewöhnliches Gerölle und mäßige Tiefen mit  $5\frac{7}{8}$  Zoll innerem und  $6\frac{1}{2}$  Zoll äußerem Durchmesser und für grobschotterigen und felsigen Boden oder für größere Tiefen mit  $5\frac{3}{8}$  Zoll innerem und  $6\frac{3}{8}$  Zoll äußerem Durchmesser. Die einzelnen Stücke sind nur 5 bis

7 Fuß lang und werden mittels Muffen verbunden. Das untere Ende des Rohrstranges wird mit einem Treibschuh aus gehärtetem Stahl armiert, dessen Schneidkrazz  $7\frac{1}{2}$  Zoll Durchmesser hat und von denen der starken Abnützung wegen stets mehrere vorhanden sind. Um die Rohre ohne Gefährdung der Gewinde einschlagen zu können, ist das oberste Stück durch einen aufgeschraubten Treibkopf geschützt, einen starken Muff aus Stahl, der die Schläge des Treibblocks aufnimmt. Letzterer ist als massive eiserne Zwinge gestaltet, die durch zwei starke Schraubenbolzen an das obere Vierkant des Gestänges angepresst wird, wenn man die Rohre eintreiben will. Vor Beginn der Bohrarbeit hat man meist Gelegenheit, ein Loch von einem halben bis zu einem ganzen Meter Tiefe mit Krampen und Schaufel auszuheben, in welches das erste, unten mit dem Treibschuh, oben mit dem Treibkopf versehene Rohr genau senkrecht eingestellt wird, worauf man das Loch einfüllt und das Material feststampft. Der Apparat wird nun heraufgeführt, der Bohrkran aufgestellt und abgelotet, dann der Meißel eingelassen, bis er nahezu aufsitzt, und die Maschine in Bewegung gesetzt. Bei dem großen Gewichte des Gestänges und des Meißels und den 45 bis 60 m hohen Hieben, von denen in jeder Sekunde einer erfolgt, wird das Gerölle in kurzer Zeit zertrümmert; das Gestänge kann gehoben, der Treibblock angeschraubt und durch dessen wuchtige Schläge das Bohrrohr soweit eingetrieben werden, bis der Meißel wieder aufsitzt. Nun ist eine Materialmenge, die dem Inhalte des Rohres entspricht, abgefangen und kann gelöffelt werden. Dies geschieht durch die Vakuumpumpe, die nach Emporziehung des Bohrgestänges mit dem ein Zoll starken Förderseile eingelassen wird, nachdem man einen Kübel voll Wasser in das Bohrloch gegossen hat. Die Vakuumpumpe besteht aus einem schmiedeeisernen Pumpentiefel von 5 Zoll äußerem Durchmesser, in dem sich an starker Kolbenstange ein durch Lederscheiben abgedichteter Saugkolben bewegt. Unter dem oberen Ende des Stiefels ist eine oblonge Öffnung ausgeschnitten und am unteren Ende sitzt ein Klappenventil, das Gesteinsstücken bis zu drei Zoll Stärke Eingang gestattet. Dieses Ventil ist entweder abnehmbar und in einem Scharnier beweglich oder festgenietet; zwei Ausführungen, von denen jede ihre Vorteile und ihre Nachteile hat. Ist die Pumpe in das Bohrloch eingelassen, so sinkt der Kolben bis auf das Bodenventil herunter. Schaltet man nun den Riemen auf die Förderseiltrommel ein, so geht der Kolben rapid in die Höhe, bis er mit einem auf der Kolbenstange aufgeschweißten Bund an die Deckplatte des Stiefels stößt, worauf auch dieser an der Bewegung teilnimmt und in die Höhe schnell. Infolge des im Stiefel erzeugten Vakuums öffnet sich das Bodenventil, der Bohrschlamm mit dem zerkleinerten Gerölle strömt heftig ein und füllt die Hälfte des Stiefels aus. Hat die Pumpe ein anklappbares Ventil, so wird sie über einen Bottich gezogen und deren Inhalt nach unten entleert. Ist das Bodenventil fest, so legt man die Pumpe so um, dass ihr Inhalt durch das ovale Fenster hinausgespült



werden kann. Häufig gelingt es nach der Löffelung, das Bohrrohr noch weiter einzutreiben, ist dies nicht der Fall, so beginnt das Spiel des Meißels von neuem. Das gehobene Material aber wird unterdessen über einen kleinen Wascherd gewaschen, dessen Plachmehl auf dem Sichertrog reingezogen und die Anzahl der sichtbaren Goldkörner oder Flittervermerkt wird. Ist das Bohrloch bis zum anstehenden festen Gestein niedergebracht, so wird der Schlich aller daraus gehobenen Pumpenzüge auf dem Sichertrog vereinigt und das Gold mit einem Tropfen Quecksilber amalgamiert, ersteres



Fig. 4.

in einem Kölbchen mit Salpetersäure weggelöst, der Rückstand ausgesüßt, unter Hinzufügung einiger Tropfen Alkohol getrocknet und genau ausgewogen. Bei Berechnung des Gehaltes nehmen die Amerikaner an, dass die Menge des durch die Pumpe gehobenen Materiales einem Zylinder vom äußeren Durchmesser des Treibschuhes  $7\frac{1}{2}$  Zoll und der Tiefe des Bohrloches entspricht. Die Basis dieses Zylinders beträgt  $\frac{3}{10}$  Kubikfuß. Es ergibt also jeder Fuß Tiefe  $\frac{3}{10}$  Kubikfuß Material, oder (weil 27 Kubikfuß = 1 Kubikyard)  $\frac{3}{27 \cdot 10} = \frac{1}{90}$  Kubikyard. Da jedoch beim Eintreiben des Schuhes immer etwas Material zur Seite gedrängt wird, bringt man eine Korrektur an, indem man  $10\frac{1}{2}\%$  abzieht, also statt  $\frac{1}{90}$  Kubikyard  $\frac{1}{100}$  rechnet oder einen Kubikyard für 100 Fuß Tiefe. Die Keystoneformel lautet demnach: Man multipliziert den Wert des erhaltenen Goldes mit 100 und dividiert durch die Anzahl der gebohrten Fuß; das Resultat ist der Wert pro Kubikyard.

Ist man auf den Grund der Seifenablagerung gekommen, so bohrt man wohl noch ein paar Dezimeter

in den Untergrund, um dessen Beschaffenheit festzustellen und sich zu vergewissern, dass man es nicht mit einer erhärteten Konglomeratbank zu tun hat, unter der eine zweite goldführende Schichte liegen könnte. Dann wird daran gegangen, die Röhrentour auszuführen. Dies geschieht mit dem Stoßgestänge (pulling oder pipe jars), das an die Stelle von Bohrgestänge und Meißel gesetzt wird. Es besteht aus einem eisernen Pochschuh, der am Ende eines 135 cm langen Gestänges befestigt ist. Ehe dieses Werkzeug mit der Seilhülse verbunden wird, setzt man den Pochkopf (knocking head) darüber, der nach dem Einlassen auf das Ende der Röhrentour aufgeschraubt wird. Der Pochkopf ist eine starke Kappe, die durch eine aufgeschweißte zöllige Eisenkappe verstärkt ist und einen quadratischen Durchbruch hat, in dem das Gestänge des Pochschuhes sich bewegen kann. Durch die Bewegung des Bohrschwengels schlägt der letztere kräftig von unten gegen den Pochkopf und treibt dadurch die ganze Röhrentour nach und nach heraus.

Hat man die Bohrlinien und die einzelnen Bohrlöcher nicht zu weit auseinander gesetzt (ein Bohrlinienabstand von 100 m und ein Bohrlochabstand von 20 m müssen genügen), so vermag man aus der durchschnittlichen Tiefe der Bohrlöcher die Kubatur des ganzen Goldfeldes zu berechnen und findet leicht auch den Durchschnittsgehalt, somit den Goldinhalt der Seife, — vorausgesetzt, dass die praktizierte Methode richtig ist. Diese lässt aber triftige Einwendungen zu, weshalb es mir sicherer erscheint, nicht die Kubatur des Bohrloches, sondern jene der durch die Pumpe gehobenen Geröllmenge als Basis der Berechnung zu nehmen, wie es auch in Neresniza geschehen ist. Immerhin erfährt man durch die Abbohrung eines Goldfeldes, welcher Art das Gerölle ist, ob das ganze Alluvium bauwürdig ist oder ob nur eine bauwürdige Schichte oder bauwürdige Streifen vorhanden sind und wo solche liegen, ob das Gold grobkörnig oder staubförmig vorkommt, welche Goldmenge gewonnen werden könnte, wie tief der Felsgrund liegt und welche Beschaffenheit er hat.

Man hat also Gründe genug, um eine systematische Abbohrung und die dafür aufzuwendenden Kosten nicht zu scheuen. Am Pek wurden mit dem Keystone driller in zwei Tagen drei Bohrlöcher von 5 bis 7 m Tiefe hergestellt und die täglichen Kosten betragen 51 Dinar, es kam somit ein Bohrloch auf 34 Dinar zu stehen. In Amerika rechnet man für Löhne \$ 11 und für Brennstoff, Reparaturen und Amortisation oder Miete \$ 13 täglicher Auslagen bei einer Leistung von 10 Fuß, so dass der laufende Fuß auf \$ 2.40, ein Bohrloch mittlerer Tiefe auf \$ 50 oder K 245,— zu stehen kommt; bei der großen Anzahl der zu machenden Bohrlöcher fürwahr keine unbedeutende Vorauslage. Die Anschaffungskosten eines Keystone drillers leichter Konstruktion, nicht selbst fahrend, betragen ohne die Bohrröhren \$ 1300 oder K 6390. Ich werde Gelegenheit haben, später darzulegen, dass sich in diesem Punkte namhafte Ersparungen machen lassen.

(Fortsetzung folgt.)

geteufte Bohrlöcher dar. Im Jahre 1886 wurde am Calbeschen Weg bei Stassfurt ein Bohrloch zur Untersuchung der Salzlagerstätte mittels der Diamantbohrmethode niedergebracht. Dasselbe wurde am 7. Juli 1886 begonnen und nach Erreichung von 510 m Teufe am 29. September desselben Jahres eingestellt. Es lag die Absicht vor, in derselben Gegend einen Schacht niederzubringen und da die Nähe eines Bohrloches für den Bergbau im Salze als eine Gefahr angesehen werden musste, so hielt man es für zweckmäßig, das Bohrloch dadurch zu beseitigen, dass man über dasselbe hinweg den Schacht abteufte. Das Bohrloch wurde also in die Mitte der Schachtscheibe genommen und sollte mit dem Fortschreiten des Schachtes verschwinden.

Es zeigte sich indes bald, dass das Bohrloch sich mit der zunehmenden Schachtteufe immer mehr aus dem Schachtmittelpunkt entfernte, u. zw. derart, wie die nebenstehende Zeichnung angibt. Bereits in 215 m Teufe verließ das Bohrloch die Schachtscheibe und konnte später nur durch Auffahren von Strecken wieder gefunden werden.

Die Abweichung des schiefen Bohrloches geschah nicht in der Richtung des Einfallens der Schichten, sondern im wesentlichen — wie es auch an anderen Punkten mehrfach nachgewiesen worden ist — dem Einfallen der Schichten entgegen. Die anfänglich gegen Südwest gerichtete Abweichung wendete sich von 172 m ab gegen Süden und sodann von 215 m ab sogar gegen Südosten, so dass das Bohrloch im ganzen als eine langgezogene Spirale erscheint. Die zur Zeit des Vortrages nachgewiesene größte Abweichung von der Vertikalen betrug in 465 m Teufe nicht weniger als 7,65 m und man vermutete damals, dass die Abweichung in der größten Teufe des Bohrloches, also in 510 m, etwa 12 m betragen werde.

Sehr bemerkenswert ist, dass man während des Bohrbetriebes niemals Erscheinungen wahrgenommen hat, welche auf eine solche bedeutende Abweichung hätten schließen lassen. Die Arbeit verlief ohne irgend welche Schwierigkeiten.

Köbrich sagt: „Es kann hieraus die Lehre gezogen werden, dass es, selbst unter Verwendung der Diamantbohrmethode, welche doch dem arbeitenden Bohrwerkzeug die denkbar beste Führung gibt, als ein Wagnis erscheint, die lotrechte Führung eines tieferen Bohrloches garantieren zu wollen.“

Aus dem vorstehenden geht offenbar hervor, dass die Sachverständigen sich geirrt haben. Dieser Irrtum ist auf die einseitige Ausbildung mit einem System zurückzuführen.

Die Ursachen der Verunglückung vieler canadischer Bohrungen liegt in der unzureichenden Erweiterung der Bohrlöcher unter der Verröhrung. Der bei canadischen Bohrungen in Verwendung stehende Exzentermeißel kann im festen Gestein das Bohrloch unmöglich genügend erweitern, was leicht begreiflich ist, da die Bohrlochswand lediglich von einer einseitig wirkenden Erweiterungsschneide *S* (Fig. 5) nachgeschnitten wird, wobei der Meißel *m* das kleinere Loch *K* vorbohrt. Es ist zweifellos, dass der Exzenterbohrer (Fig. 5) ein sicheres Nachschneiden durch Schneide *S1* nicht zulässt, da der untere Meißel weder geführt wird, noch die Schneide *S1* eine Gegenstütze findet. Dagegen zeigt der nach dem Prinzip der Flügelbohrer konstruierte Faucksche Nachbohrer (Fig. 6), dass erstens der Meißel in dem vorgebohrten Loch genau geführt wird und zweitens, dass die vier Nachschneiden 1, 2, 3 und 4 gezwungen sind, das Bohrloch genau nachzuschneiden.

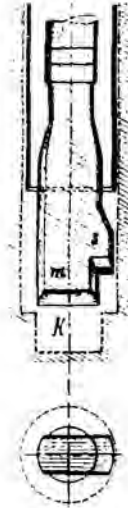


Fig. 5.

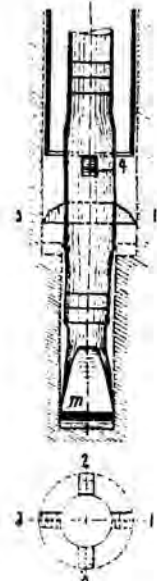


Fig. 6.

Im harten Gestein nutzen sich alle Meißel und Nachschneider stark ab, so dass die Bohrlöcher stark konisch werden. In solchen Fällen kann bei Anwendung der Exzenterbohrer von einem genügenden Erweitern natürlich keine Rede sein, weil dieser Übelstand dann besonders nachteilig auftritt. Die Rohre klemmen sich bei größerer Tiefe durch das große Gewicht von oft über 20 000 kg sofort fest und es treten dann die bekannten unberechenbaren Unfälle ein, die bei großen Tiefen sehr zeitraubend sind und dann oft die ganze Bohrarbeit gefährden.

## Die Goldbaggerei in Europa.

Von Ingenieur L. St. Rainer.

(Fortsetzung von S. 225.)

Nachdem die englisch-französische Gesellschaft, welche die Konzessionen auf die Goldvorkommen am Pek und am Timok erworben, sich durch ausreichende Bohrungen

von dem unzweifelhaften Werte der Alluvionen bei Neresuitza überzeugt hatte, ging sie daran, im Jahre 1903 nacheinander zwei Schwimmbagger aufzustellen

und die dortigen Seifen anzubeuten. Sie wählte zu diesem Zwecke die Type der Werf Conrad in Haarlem, dasselbe Fabrikat also, welches ich im Jahre 1902 an dieser Stelle besprochen, nachdem ich es ein Jahr früher auf den Platinwäschen im Ural im Betriebe beobachtet hatte. Im Jahre 1906 ist noch ein weiterer Bagger derselben Firma dazugekommen. Die nach Serbien gelieferten unterscheiden sich in bezug auf ihre Konstruktion von denen im Ural hauptsächlich durch die Art der Anstragung der gewaschenen Gerölle, welche durch einen Meter breite Kufenelevatoren am Heck und in der Längsachse des Schiffes erfolgt, während die uralischen Bagger durch Gummibandtransporteure nach der Seite austragen. Beide Arten haben ihre Vorteile und ihre Nachteile; wo es unstatthaft ist, den Flusslauf hinter sich zu verschütten, kann naturgemäß nur Abfuhr nach der Seite erfolgen. Die Kapazität ist gegenüber den uralischen Baggern mäßig gesteigert worden, indem der Fassungsraum der Eimer von 4 auf  $4\frac{1}{2}$  Kubikfuß (125 auf 140 l) erhöht wurde. Bedeutend verstärkt wurde dagegen die ganze Ausführung, besonders bei dem im Jahre 1905 aufgestellten Bagger, dessen Blechbekleidung auf 6 mm Stärke erhöht wurde. Die Eimer sind aus 8 und 9 mm Blech gepresst, die Eimerkettenglieder, die im Ural  $90 \times 19$  mm maßen, sind nun  $125 \times 25$  mm, die Stahlbolzen statt 38 mm 50 mm stark. Einer der meistgefährdeten Bestandteile eines Geröllbaggers, die Stahlachse des Prismas, hat nacheinander eine Verstärkung von 150 auf 160 und 175 mm erfahren. Hierdurch war es möglich, die Geschwindigkeit der Eimerkette so zu steigern, dass in der Minute 8 bis 10 Eimer zur Entleerung gelangen, was einer Erhöhung der effektiven Leistung von  $25 m^3$  auf 36 bei den Baggern I und II und auf  $48 m^3$  beim Bagger III gleichkommt. Die Waschung und Siebung des Gerölles erfolgt in einer Trommel aus 10 mm starkem perforiertem Blech. Diese Trommel hat auf Bagger I und II einen Durchmesser von 1,20 m und ohne Ein- und Austrag eine Länge von 5 m und ist in fünf Felder mit 10, 10, 12, 14, 16 mm Lochung geteilt. Auf Bagger III hat man den Durchmesser auf 1,40 m, die Länge auf 5,5 m erhöht, und die Felder 8, 10, 12, 14, 16 mm gelocht. Durch die wachsende Lochung soll nicht eine Klassierung, sondern eine annähernd gleichmäßige Zerteilung des Waschgutes bewirkt werden, denn unter jedem Felde befinden sich eine, bei Bagger II und III zwei 1 m breite Schleusen, in denen das Gerölle von einem mächtigen Wasserstrom über Kokosmatten mit Expanded metal-Geflecht gespült und hierbei das Gold aufgefangen wird. Die fünf Schleusen des Baggers I sind 4 m lang und daran schließt sich eine 5 m lange Unterschleuse in entgegengesetzter Richtung; auf den Baggern II und III werden die Trübestrome durch ein Prisma und regulierbare Schieber auf je zwei 4 m lange Schleusen verteilt, deren Ablauf wie bei I durch eine über das Heck hinausreichende Sammelschleuse abgeführt wird. Der gesteigerten Leistung entsprechend wurde die Kapazität der Zentrifugalpumpen, die bei den beiden ersten Baggern  $650 m^3$  pro Stunde oder 180 Sek./l

betragen hatte, auf  $800 m^3$  oder 220 Sek./l erhöht, was einem Volumenverhältnis von Baggergut zu Waschwasser 1 : 17 gleichkommt. Da durch die Trommeln etwa  $70\frac{0}{100}$  des gehobenen Materials abgeseibt und dem Elevator zugeführt werden, während  $30\frac{0}{100}$  auf die Schleusen gehen, passieren bei Bagger I in der Sekunde über 1 m Schleusenbreite 36 l mit  $0,6 dm^3$ , bei II 18 l mit  $0,3 dm^3$ , bei III 22 l mit  $0,4 dm^3$  Sand. Die Neigung der Schleusen ist 1 : 8.



Fig. 5.

Wenn die Grundsätze der Aufbereitungslehre über die Separation auf Herden auch auf jene in Schleusen anwendbar wären, so müsste der Wasserstrom einen Großteil des edlen Metalles über die obere Schleuse hinuntertragen und auf den unteren Schleusen oder erst im Sumpfe ablagern. Sind aber jene Grundsätze über die Verwaschung goldhaltiger Gerölle in Gerinnen richtig, welche ich bei meinem letzten Vortrage an dieser Stelle entwickelte,<sup>14)</sup> so muss der größte Teil des Gesamtgoldhaltes auf der obersten 4 m langen Schleuse gewonnen werden können und die Separation darf durch die größere Wassermenge, mit welcher die Gerölle die Rinnen passieren, nicht beeinträchtigt, sondern eher begünstigt werden. Es war mir möglich, diesbezügliche Beobachtungsdaten von den Wäschen der Bagger I und II zu sammeln, u. zw. nicht von Versuchen im kleinen, bei denen immer der Zufall seine unkontrollierbare Rolle spielt, sondern von einer längeren Betriebsperiode. Hiernach wurden gewonnen:

Auf Bagger I in 540 Stunden (Wasserstrom 36 Sek./l)	
auf den Oberschleusen . . . . .	7530 g d. i. $98,3\frac{0}{100}$
auf den Unterschleusen . . . . .	83,9 g d. i. $1,1\frac{0}{100}$
im Längsfluder . . . . .	46,2 g d. i. $0,6\frac{0}{100}$
	7660,1 g
Auf Bagger II in 384 <sup>1</sup> Stunden (Wasserstrom 18 Sek./l)	
auf den Oberschleusen . . . . .	5539 g d. i. $98,0\frac{0}{100}$
auf den Unterschleusen . . . . .	87,5 g d. i. $1,6\frac{0}{100}$
im Längsfluder . . . . .	22,0 g d. i. $0,4\frac{0}{100}$
	5648,5 g

Es hat also tatsächlich infolge des stärkeren Wasserstromes auf Bagger I keine nennenswerte Abtragung des

<sup>14)</sup> „Österr. Zeitschr. für Berg- und Hüttenwesen“ 1905. L. St. Rainer. Die Verwaschung goldhaltiger Gerölle in Gerinnen.



Goldes stattgefunden. Da in beiden Fällen in den Sanden des Sumpfes durch die Arbeit mit dem Sichertroge (man weiß mit welcher Sorgfalt professionelle Goldwäscher jedes Goldstäubchen herauszuziehen verstehen) keine Spur Gold gefunden wurde, so ist erwiesen, dass die Verwaschung auf Kokosmatten in Gerinnen vollkommen entspricht und dass die theoretischen Ableitungen für diese von der Herdarbeit prinzipiell verschiedene Methode durch die Ergebnisse der Praxis vollauf bestätigt werden.

Zwei Compoundmaschinen von 45 und 35 PS, auf Bagger III von 45 und 45 PS versorgen die Bagger mit der erforderlichen Kraft zur Bewegung der Eimerkette und der Waschtrommel einerseits, des Elevators, der Zentrifugal- und Druckpumpen, der Winden und Lichtmaschinen andererseits. Die Lavierung ist auf Bagger III besonders hübsch eingerichtet, es kann der Baggermeister von seinem Platz auf dem vorderen Verdeck aus nicht nur den Bagger exakt dirigieren, sondern auch alle Bewegungen an den Hebe- und Waschorrichtungen durch die Betätigung weniger Hebel vornehmen.

Wie steht es nun mit den Unkosten eines solchen Baggerbetriebes? Sind sie tatsächlich so enorm niedrig, wie Berichte in englischen und französischen Zeitschriften und Prospekten jahraus jahrein versichern? Die Unkosten eines derartigen Unternehmens setzen sich zusammen aus den täglichen Auslagen für Gehalte und Arbeitslöhne, Materialien, Reparaturen, den monatlichen für die Regie und den jährlichen für die Generalregie, die Grundentschädigungen, die Amortisationsquote und die Verzinsung des Anlagekapitals. Mit Ausnahme des Brennstoffaufwandes, der Reparaturkosten und der Grundentschädigungsraten sind diese Auslagen ständiger Natur; sie müssen getragen werden, ob die Baggerei flott, schleppend oder gar nicht geht und dieses ist die Ursache, dass die Höhe der Gestehungskosten direkt von der Anzahl der Arbeitsstunden abhängt, durch welche innerhalb des Rechnungsjahres wirklich gebaggert wurde. Hindernisse der Werksarbeit gibt es aber genug. Da sind vor allem die klimatischen Verhältnisse, welche im Winter durch mehrere Monate die Bagger festlegen können. Dann aber die unaufhörlichen Reparaturen und Auswechslungen abgenutzter Bestandteile, Unterbrechungen bei Entfernung von großen Felsblöcken, Baumstämmen und Wurzeln und die regelmäßigen Unterbrechungen des Betriebes beim Abnehmen der Matten oder Riffeln, beim Verlegen der Anker und Kabel und während der Kesselreinigung. So wurde z. B. auf den Baggern I und II vom August 1904 bis Ende Juli 1905 zusammen nur 9282 Stunden, d. i. 53% wirklich gebaggert, dagegen 2649½ Stunden, d. i. 15% mit notwendigen anderen Arbeiten verloren und durch 5588½ Stunden, d. i. 32% standen die Bagger überhaupt still. Die reinen Betriebskosten beliefen sich auf einem solchen Bagger monatlich auf Frs. 6000,—, u. zw. Frs. 2700,— für Gehalte und Löhne, Frs. 2400,— für 200 t Braunkohle und Frs. 900,— für Reparaturen und Ersatzteile. Dabei ist zu bemerken, dass das Werk seine eigene Braunkohle

aus der etwa 8 km entfernten Grube Radenka bezieht, die zuzüglich Frs. 7,— Frachtkosten loco Bagger auf Frs. 12,— zu stehen kommt. Die durchschnittlichen Betriebskosten pro Kubikmeter stellten sich im angegebenen Jahre auf Frs. 0,45, denen ein durchschnittliches Goldausbringen von Frs. 0,81 = 0,235 g Feingold gegenübersteht. Die Administrationskosten sollen monatlich Frs. 7000,— betragen, was wohl sehr hoch erscheint, in Anbetracht der exzeptionellen Verhältnisse (Engländer, Franzosen und Holländer in einem Winkel Serbiens) aber begreiflich ist. Die Anschaffungskosten der Bagger I und II betragen je Frs. 250 000,—, jene des Baggers III Frs. 260 000,— so dass die Amortisationsrate nicht wenig ausmacht und den Betriebsgewinn nahezu aufzehrt. Würden die Bagger regelmäßig andauernd betrieben werden können, so dass jeder monatlich das leistet, was er jetzt nur ausnahmsweise macht, nämlich in rund 560 Arbeitsstunden 22 000 m<sup>3</sup> gehobenes Gerölle, so hätten wir die Betriebskosten mit 27 Cts. zu verzeichnen und das Unternehmen wäre zweifellos reichlichen Gewinn bringend. Gegenwärtig ist eine Maßregel in Ausführung begriffen, welche die Gestehungskosten merklich ermäßigen wird, nämlich die Elektrisierung der Bagger. Nächster der Kohlengrube Radenka wird eine Primäranlage gebaut, durch welche 300 PS erzeugt und auf das in Bearbeitung stehende Goldfeld übertragen werden. Die einem ungemein raschen Verschleiß unterliegenden und nicht wenig Reparatur- und Reinigungskosten erfordernden Schiffskessel kommen dadurch in Wegfall und der Transport der Kohle, der bei vollem Betriebe pro Bagger täglich Frs. 56,— kostet, wird erspart. Außerdem sollen ein vierter Bagger aufgestellt, die Menge des jährlich gehobenen Gerölles hierdurch auf 800 000 m<sup>3</sup> gesteigert und die Administrationskosten dementsprechend verteilt werden. Ob es durch diese kostspielige elektrische Anlage möglich sein wird, die durchschnittliche wirkliche Baggerzeit von 53% auf das bisher erreichte Maximum von 77% dauernd zu erhöhen, wird die Folge lehren; nach meiner Ansicht sind die bei Neresnitsa stehenden drei Bagger überhaupt zu klein im Verhältnisse zu der Größe des Gerölles und dieses Missverhältnis verursacht eine übergroße Inanspruchnahme aller Teile.

Gelingt es der Société d'exploitation des minières en Serbie im Laufe dieses und des nächsten Jahres einen entschiedenen materiellen Erfolg zu erzielen, so ist sicher zu erwarten, dass das Goldfeld der Konzession Kucaina sowie auch die Goldseifen am Timok, die Konzessionen von Salasch und von Slatina und die von der serbischen Regierung reserviert gehaltenen Terrains am unteren Pek und am oberen Timok in Arbeit genommen und mittels Schwimmbagger ausgebeutet werden. Außer den Goldseifen in Serbien sind aber auf der Balkanhalbinsel noch manche bekannt, welche einer eingehenderen Erforschung harren. Von Alters her verwaschen auf primitiven gefurchten Brettern die Zigeuner in Rumänien den Sand der Bistritz, der Aluta, Dombovitz und Jolanitz. In Makedonien ist es vor allen der Vardar, dessen Goldreichtum gerühmt wird, dann der

Karasu (Strymon), die Maritza und Vistritza. Die höchsten Gehalte sollen die Wäschereien im Flusse Galico ergeben, der aus dem Kruschagebirge kommend, beim Dorfe Kürküt, wo eines der größten und reichsten Goldsandlager sich ausbreitet den Kodja-dere aufnimmt und nahe dem Golf von Saloniki in den Vardar mündet.

Andere Goldseifen sind am Fuße des Perimgebirges bei Newrokoj, und an jenem des Béléschgebirges bei der

Eisenbahnstation Doiran. Doch versiegt der Wasserreichtum dieser Flüsse im Sommer und Herbste gänzlich, weshalb der in Diensten der kaiserlichen Zivilliste stehende türkische Bergingenieur W. Fischbach einen Trockenamalgamator konstruiert hat und sich patentieren ließ, mit dem er die ausgetrockneten Alluvien dieser Flüsse bearbeitet.

(Fortsetzung folgt.)

## Allgemeines über direkte Feuerungsanlagen.

Mitgeteilt von **F. Janda**, k. k. Hauptprobierer.

(Schluss von S. 231.)

Rücksichtlich der Frage, ob das Gas von unten nach oben oder umgekehrt durch den Kühler zu führen ist, sind die Ansichten geteilt; bei der Bewegung von oben nach unten werden leicht die sich ausscheidenden Teer- und Wasserteilchen durch den Gasstrom mitgerissen und scheiden sich erst hinter dem Kühler aus, während andererseits bei dieser Richtung das Gas nach dem Gegenstromprinzip der Luft entgegengeführt wird. Nach den von Grahn im Jahre 1875 angestellten Versuchen ist die Menge der ausgeschiedenen Kondensationsprodukte am größten, wenn das Gas von unten nach oben durch den Kühler zieht.

Je größer die Attraktionskraft durch die Abkühlung geworden ist, um so leichter werden sich die suspendierten Teilchen im Rauche zusammenballen. Die höchste Gas-temperatur wird sich wohl in der Nähe des Kanalgewölbes, jedoch in einer verhältnismäßig größeren Entfernung davon befinden; die niedrigste Temperatur ist am Boden des Kanals. Die Temperaturdifferenzen sind um so größer, je größer der Kanal für eine gewisse Gasmenge, also je geringer die Geschwindigkeit ist.

Die Geschwindigkeit der Gase im Kanal hängt nicht allein von der Reibung an den Wänden, sondern wesentlich auch von den Temperaturverhältnissen ab; sie erreicht etwa ein Maximum bei 0,7 der Höhe und 0,5 der Breite des Kanalquerschnittes, verringert sich nach oben nur wenig, während sie nach unten stark abnimmt u. zw. um so mehr, je höher der Kanal für eine bestimmte Gasmenge ist. An der Sohle wird die Geschwindigkeit wesentlich vermindert durch eine sich bildende Gegenströmung, die dadurch hervorgerufen wird, dass die an der Sohle befindlichen kälteren Gase an und für sich nach abwärts zuströmen und einen Temperatursausgleich anstreben. In einem ganz freien und schräg ansteigenden Kanal kann solche Gegenströmung den Zug sehr benachteiligen („Die Verdichtung des Hüttenrauchs“ von C. A. Hering, Stuttgart 1888, S. 5). In einer Rohrleitung wird die mittlere Geschwindigkeit im Abstände  $a = \frac{1}{3}$  des Rohrhalmessers gegen die Wandung zu gemessen.

Die Versuche von Aitken zeigen, dass der Staub von einer heißen Oberfläche abgestoßen und von einer kalten angezogen wird. Eine heiße, feuchte Oberfläche stößt den Staub weit kräftiger ab, als eine heiße trockene. Die Luft an der Oberfläche kalter Körper wird verdichtet.

Vertikale Wände kühlen sich rascher ab; horizontale Wände behalten länger die Wärme. Bei feuchter Witterung kondensiert sich der Rauch schwerer.

Die Kanäle müssen entsprechend für Abkühlung und Berührung eingerichtet werden, daher dürfen die Mauern nicht stark sein.

Die Anwendung von großen, freien Kammern, wodurch die eintretenden Gase eine sehr bedeutende Zugverminderung zufolge der durch Abkühlung bewirkten Volumenverminderung erleiden, wirkt bekanntlich besonders auf die Gewinnung des Flugstaubes günstig.

Eine große Oberflächenberührung wird durch die vielen Querwände nebst Längszungen in horizontalen Serpentinwegen entsprechend geboten; hier kommt die ganz besonders günstig einwirkende Reibung oder besser die durch Reibung hervorgerufene geringere Zuggeschwindigkeit an den Berührungstellen in Betracht. Allzu glatte Wandflächen sind unzweckmäßig.

Nachdem die Heizgase die Feuerzüge verlassen, gelangen sie in den häufig mehreren Apparaten gemeinsamen Fuchs, d. i. in einen den Heizraum mit der Esse verbindenden Kanal, dessen Querschnitt, wie gesagt, durch ein vom Heizerstande stellbares Register oder durch Klappe beliebig verengt werden kann. Der Zutritt kalter Luft um den Schieber ist nachteilig, weil dadurch der Zug geschwächt wird. Man lasse den Fuchs, wenn angängig, nach dem Schornsteine hin ansteigen und vermittele überdies den Übergang durch eine stark ansteigende Kurve. Man macht Gruben für die Flugasche und den Flugruß.

Die Esse hat die Bestimmung, dem Brennmaterialie die Luft zuzuführen sowie die Verbrennungsprodukte in solche Lufthöhe zu leiten, dass sie nicht mehr schädlich auf die Umgebung zu wirken vermögen.

Die Wirkung der Esse beruht darauf, dass die im Innern befindlichen heißen, gegenüber der Außenluft leichteren Gase eine Störung des Gleichgewichtes und damit eine Strömung nach der Esse zu herbeiführen. Die Stärke dieser Strömung ist unmittelbar abhängig von dem Gewichtsunterschiede der außen und der innen befindlichen Gase; diese Zugstärke wird natürlich um so größer, je größeren Wert die innere Temperatur im Verhältnis zur äußeren annimmt. Die Zugstärke ist von der Höhe und dem Querschnitte der Esse abhängig; der weitaus größte Teil dieser Zugstärke wird durch Überwindung der Widerstände

setzen; sie ist im Wesen identisch mit dem Stativkopfe des Csétischen Zentrierstatives (Fig. 1).

Auf den Zapfen lässt sich eine Hülse *P* aufstecken, die mit einer Flügelschraube *Q* fixiert wird. Die Hülse ist mit einer soliden Metallplatte verbunden, welche die beiden Schienen *R* und *S* trägt. Auf den Schienen leicht verschiebbar ist der Schlitten *T*, auf welchen sich der Untersatz *A* für das Grubenuniversale aufstellen lässt; zwei Klemmschrauben dienen zu seiner Fixierung, wenn er sich in gewünschter Lage befindet.

Der Untersatz enthält drei Rinnen, die nach einem zentralen Hohlzylinder konvergieren; dieser nimmt die Zentrierkalotte oder Zentrierkugel des Grubenuniversales auf. Eine Dosenlibelle *W* ermöglicht die Horizontierung des Schlittens.

In den Hohlzylinder des Untersatzes lässt sich ein Metallzylinder mit einer Zentrierspitze *Z* einschrauben; diese enthält eine Kehle, um eine Verziehschnur einlegen zu können, was bei direkter Messung der Polygonseiten längst gespannter Schnur notwendig ist.

Gebrauch. Denken wir uns, wir hätten das Grubenuniversale unter einem Punkte zu zentrieren, wie es bei der Aufnahme mit fixierten Punkten vorkommt. Dann wird die Spreize nach der früher gegebenen Anleitung zwischen die Streckenstöße nach Möglichkeit in horizontaler Lage eingespannt, so dass der im Fixpunkte angebrachte Senkel mit seiner Spitze nahezu die Längsachse der Spreize schneidet.

Hierauf wird das Hülsenstück bei geöffneter Hülse *H* auf jene Stelle der Spreize geschoben, wo sich der Senkel befindet; es wird nun absolut nicht schwer fallen, mittels der Hülsenschraube *J* und der beiden Konusstellschrauben *L* und *M* den Zapfen *K* nach dem Augenmaße vertikal zu stellen.

Ist dies geschehen, so wird der Zentrieraufsatz mittels der Hülse *P* auf den Konus geschoben und nun daran gegangen, den Untersatz mittels der Dosenlibelle *W* zu horizontieren, was durch Zusammenwirken der drei Schrauben, Flügelschraube *J* und der beiden Stellschrauben *L* und *M*, bald gelingt; nach Lösung der Schraube *J* kann der ganze Spreizenunterbau um die Längsachse der Spreize etwas verdreht werden und die Stellschrauben *L* und *M* regeln die Lageverhältnisse des Untersatzes im vertikalen Sinne.

Es sei ausdrücklich bemerkt: Wenn die Dosenlibelle

derart justiert ist, dass die Tangentialebene an dem Normalpunkte senkrecht zur Achse der Hülse *P* oder parallel zur Untersatzplatte ist, dann wird bei ein spielender Dosenlibelle die Untersatzplatte horizontal, resp. die Achse der Hülse oder des Zapfens vertikal sein. Nach Lösung der Flügelschraube *Q* und Drehung des Zentrieraufsatzes muss die Dosenlibelle stets einspielen.

Jetzt erst kann an die scharfe Zentrierung entweder der angefügten Zentrierspitze *Z* des in den Hohlzylinder des Untersatzes passenden Metallzylinders oder des aufgesetzten Grubenuniversales geschritten werden.

Denken wir uns das Grubenuniversale mit seinen Stellschrauben in den Rinnen des Untersatzes und dessen Zentrierkugel oder Zentrierkalotte in dem Hohlzylinder des Untersatzes eingesetzt, ferner das Fernrohr in horizontaler Lage, so dass die Zentrierspitze auf dem mittleren, verstärkten Teil des Fernrohres auf der Zentriermarke in der Umdrehungsachse des Instrumentes sich befindet, so ist nunmehr nur eine Drehung und eine geradlinige Bewegung des Zentrieraufsatzes notwendig, um eine scharfe Zentrierung des Grubenuniversales zu erzielen.

Es wird nach Lösung der Flügelschraube *Q* der Zentrieraufsatz zuerst solange gedreht, bis die Senkelspitze mit der Zentrierspitze des Instrumentes verbunden als Gerade parallel zu den Schienen *R* und *S* wird; hierauf wird *Q* angezogen und jene Klemmschraube des Schlittens gelöst, welche gestattet, nunmehr den Schlitten allein geradlinig in der Richtung nach der Senkelspitze zu verschieben. Bei einiger Übung ist diese Zentrierung in der kürzesten Zeit beendet.

Nach erfolgter Zentrierung muss nachgesehen werden, ob die Dosenlibelle des Zentrieraufsatzes und die Alhidadenlibellen des Grubenuniversales einspielen; sollte dies nicht der Fall sein, so wird das Einspielen mit entsprechenden Schrauben bewirkt und die Zentrierung überprüft.

Wird mit verlorenen Punkten gearbeitet, so ist bekanntlich ein Zentrieren nicht notwendig, sondern man sorgt dafür, dass die Zentriervorrichtung auf dem Spreizenunterbaue gut placiert ist und ihre Achse mit der Dosenlibelle vertikal gestellt wird.

Wenn das Grubenuniversale aufgestellt wird, so sind mit seinen Stellschrauben die Alhidadenlibellen zum Einspielen zu bringen, worauf unmittelbar mit den Messoperationen begonnen werden kann. (Fortsetzung folgt.)

## Die Goldbaggerei in Europa.

Von Ingenieur L. St. Rainer.

(Fortsetzung von S. 238.)

In jenem Lande der Balkanhalbinsel, das bereits der Berliner Vertrag der Verwaltung der Monarchie unterstellt hat, nämlich in Bosnien, hat die Landesregierung schon in den Jahren 1890—93 eine Voruntersuchung der Seifen an der Lašva, am Vrbas und an der Fojnitza vornehmen lassen. Die hierbei konstatierten Gehalte, an der Lašva z. B. 0,2606 g Feingold

in der Tonne als Durchschnitt von 48 Proben, am Vrbas 0,364 g bis 1,10 g Rohgold im Kubikmeter, erschienen so vielversprechend, dass ich es geboten erachtete, das Alluvium dieser beiden Flüsse regelrecht abzubohren, um eine sichere Schätzung der Seifen vornehmen und bei entsprechenden Verhältnissen einen Baggerbetrieb einleiten zu können. Ich habe diese Untersuchung vom



April bis September 1905 ausgeführt, u. zw., da ich hierbei möglichst ökonomisch vorgehen wollte, nicht mit Verwendung von Dampfbohrern, sondern durch Ausschachtung und Abbohrung mit der Hand. Erstere, wie z. B. der beschriebene Keystone driller verhalten sich gegenüber der Handarbeit ähnlich wie die Gesteinsbohrmaschinen. Sie ermöglichen einen weitaus rascheren Fortschritt, verursachen aber einen größeren Kostenaufwand. In der Grube, wo man häufig nur einen und äußerst selten mehr als zwei Angriffspunkte hat, nimmt man die höheren Kosten gerne mit in den Kauf, wenn man dafür eine dreimal bis fünfmal größere Leistung erzielen kann, auf einem Goldfelde steht die Sache aber ganz anders. Hier können beliebig viele Punkte gleichzeitig abgebohrt werden, und da eine Garnitur Handbohrwerkzeuge sich recht billig beschaffen lässt, so hindert nichts durch Vervielfachung der Angriffspunkte dieselbe Tagesleistung zu erzielen, wie durch einen motorisch betriebenen Bohraparat. Ich beschaffte mir vier Garnituren, von denen jede einen hölzernen 6 m hohen Dreifuß enthielt, der mit einer wasserdichten Plache überdeckt werden konnte und an seinem Bolzen eine Doppelrolle trug. Die Plache hat nicht nur ein Zelt gebildet, in dem die Arbeiter nächtigen konnten, sondern auch gegen die sengenden Sonnenstrahlen, wie gegen die Regengüsse vortrefflichen Schutz geboten. Die Bohrwerkzeuge bestanden aus einem Gestängestuhl, dem Bohrgestänge (aus ein und zwei Meter langem 26 mm starkem Quadrateisen), einem Übergangsstück, der Schwerstange mit dem Meißel und dem erforderlichen Kleinwerkzeug, als Wirbel, Gestängeschlüsseln, Abfanggabeln und Bohrkrückeln. Die Rohre wählte ich 6 $\frac{1}{2}$  zöllig, das ist mit 169 mm innerem und 178 mm äußerem Durchmesser in Längen von 2 m, 1 $\frac{1}{2}$  m und 1 m. Je ein 2 m und ein 1 $\frac{1}{2}$  m Rohr waren mit Stahlschuhen gleicher Weite versehen, zum Schutze der Gewinde wurden stets kurze Einlassstücke aufgeschraubt, auf deren Kopfenden ich starke schmiedeiserne Ringe warm aufziehen ließ, die den Schlag des Rammjärens aufzuhalten hatten. Dieser letztere war 100 kg schwer und hing an dem Rammseil, das in fünf Stränge ausging, an denen ebensoviele Arbeiter zu ziehen hatten, während ein sechster den Jären selbst handhabte, ihn leitete und das Kommando führte. Auch die Vakuumpumpe war etwas anders gestaltet als die vorhin beschriebene des Keystone drillers. Da es bei Anwendung von Handarbeit unmöglich wäre, den Pumpenkolben mit solcher Raschheit emporzuziehen, dass ein wirkungsvolles Vakuum und dadurch ein das Gerölle mitreißender Wasserstrom entsteht, so muss die Wiederholung des Kolbenspiels ersetzen, was dem einzelnen Hub an Intensität abgeht. Dies ist möglich, wenn der Kolben als Saug- und Hubkolben dient, d. h. selbst durchlocht und mit Ventilen versehen ist, die beim Niedergange dem sandigen Wasser den Durchgang gestatten, während das grobe Gerölle bei jedem Kolbenspiel durch das Saugventil eindringt und sich im unteren Teil des Stiefels aufhäuft. Nach wiederholten Kolbenzügen hat sich eine größere Menge hiervon angesammelt und es

steht dafür, die Pumpe herauszuziehen und zu entleeren. Die Dichtung durch ein Paar Lederscheiben, welche bei der amerikanischen Geröllpumpe genügt, würde bei der verhältnismäßig weit langsameren Kolbenbewegung durch menschliche Kraft nicht wirken und es muss in unserem Falle eine Stulpendichtung an deren Stelle treten. Wenn meine Bosniaken nicht allzu faul waren und die Kolbenzüge mit der erforderlichen Strammheit ausführten, vermochte auch diese Handpumpe Rollstücke von der Größe einer Männerfaust zu heben. Der Arbeitsvorgang war sonst derselbe wie in Neresniza, nur das Ausziehen der Rohre nach Vollendung eines Bohrloches erforderte eine andere Arbeit. Es ist begreiflich, dass die Herausschlagung der Rohre durch Schwerstange und Meißel ungemein ermüdend wäre, weil das Gewicht dieser Werkzeuge fortwährend in Schwebelage gehalten werden müsste. Es wurden die Rohre deshalb mittels eines starken Differentialflaschenzuges, und wo dieser versagte, durch ein Paar amerikanische Winden herausgezogen. Das durch die Pumpe gehobene und in einen mit Zinkblech ausgekleideten Trog entleerte Material habe ich durchaus volumetrisch bestimmt, u. zw. unter Abrechnung von 10% wegen der erfolgten Auflockerung. Die Verwaschung geschah auf kleinen, mit Loden belegten Herden, unter Rückhalt der Größe über 4 mm auf einem perforierten Blech und mittels eines Wasserstromes, der durch eine Membranpumpe gleichmäßig aufgeleitet wurde. Die Lodenstücke wusch man schließlich in eine emaillierte Schüssel und zog den Schlich in der Zillertaler Handschneise rein aus. Die erhaltenen Körner waren durchaus sehr klein, im Durchschnitt nur 0,17 mg, im Maximum an der Lašva 0,7 mg schwer und ich konnte den Gehalt sogleich an Ort und Stelle nach der Anzahl der Goldkörnchen annähernd berechnen. Zur exakten Bestimmung wurde der Rückhalt der Schneise in einen Eisenlöffel abgespült, der Magneteisensand mit dem Golde an einem Feuerchen getrocknet und in einem Glasröhrchen geborgen, die Proben jede Woche in meinem Probierröhrchen angesotten und ausgewogen. Der Feingehalt des Goldes zeigte sich an der Lašva zu 904, an Vrba zu 787 Tausendteilen. Die Kosten einer solchen auf Handbetrieb eingerichteten Bohrarbeit sind weit geringer als jene mit motorischem Betriebe. Schon die Anschaffungskosten, welche für jede Garnitur K 1084,— betragen hatten, sprechen zugunsten der Handarbeit; die Leistung — einschließlich aller Übersiedlungsarbeit — war im Durchschnitt täglich 8,60 m, somit 2,15 m mit einer Garnitur, und das mit Leuten, die niemals eine ähnliche Arbeit gemacht hatten und so träge waren, dass sie weder auf Mahnungen, noch auf Prämien reagierten. Hierbei belief sich der Aufwand für Arbeit und Aufsicht pro Meter auf K 5,77, an Fuhrlohn auf K —,42, an Materialien auf K —,16, zusammen auf K 6,35 also nicht ein Sechstel der Kosten amerikanischer Bohrungen.

Das Ergebnis der Untersuchung war allerdings negativ; es zeigte sich, dass die Talfüllung unterhalb der Eisenbahnstation Dolac aus diluvialem Lehm besteht, in dem sich die Lašva ein schmales Rinnsal ausgenagt

hat. Der Lehm ist nicht goldführend und der an den Gehängen liegende Glacialschutt hält nur Spuren von Gold. In nachstehender Zusammenstellung sind die Resultate der im Diluvium angelegten Schächte und Bohrlöcher, die nur 0,01 bis 0,03 g Gold im Kubikmeter hielten, nicht aufgenommen, die anderen Resultate glaube ich aber veröffentlichen zu sollen, da auch ein negatives Ergebnis einen gewissen Wert hat. Der Untergrund des Alluviums ist fast durchwegs Lehm oder feiner Glacialschutt, nur gegen die Bielamündung hin liegt es auf Triaskalk. Eine Anreicherung an der Unterlage fand nirgends statt. Die Bohrlinien waren 300 m und die Bohrlöcher 120 m voneinander entfernt und nur dort, wo ein in Betracht kommender Goldhalt nachzuweisen war, wurden Zwischenlinien und Zwischenpunkte untersucht.

I. Lašva.

Linie	Nr.	Humus cm	Tiefe cm	Gold g im m <sup>3</sup>
I	1	50	50—470	0,050
	2	50	50—700	0,040
	2		700—835	0,047
	2		835—1255	0,040
	2		1255—1400	0,150
II	2 <sup>1/2</sup>	45	45—350	0,030
	9	98	98—414	0,039
	9		414—719	0,055
	9		719—990	0,020
	10	25	25—414	0,050
III	10		414—793	0,099
	17	20	20—400	0,060
	17		400—618	0,040
	18	100	100—307	—
	18		307—436	0,015
IV	22	120	120—414	0,040
	22		414—660	0,011
	23	80	80—422	0,018
	23		422—652	0,040
	24	80	80—400	0,043
V	23	52	52—400	0,014
	32	90	90—450	0,038
	33	40	40—320	0,028
	42	75	75—395	0,019
	43	60	60—420	0,045
VI	44	30	30—464	0,012
	54	65	65—400	0,022
	55	80	80—410	0,052
	68	35	35—469	0,008
	69	90	90—675	0,166
VII	78	45	45—460	0,029
	80		80—460	0,021
	80		80—460	—
	80		80—460	0,014
	80		80—460	0,026
VIII	91	70	70—430	0,026
	92	80	80—460	0,046
	101	65	65—380	0,042
	102	45	45—420	0,091
	109	75	75—364	0,025
IX			364—496	0,150
			496—737	0,066
			737—814	0,208
			814—900	0,250
			900—980	0,074
X	111	20	20—364	0,130
	113	20	20—450	0,115
	116	20	20—360	0,015
	120	55	55—400	0,015
	123	45	45—450	0,143
XI	124	20	20—400	0,014
	127	60	60—340	0,014
	131	75	75—310	0,014
	134	70	70—320	0,014
	135	10	10—420	0,014
XII	136	25	25—250	0,014

Linie	Nr.	Humus cm	Tiefe cm	Gold g im m <sup>3</sup>
XX	140	95	95—420	0,088
	141	100	100—350	0,136
	146	110	110—400	0,127
	147	85	85—400	0,104
	148	80	80—380	0,142
XXI	149	30	40—350	0,280
	157	—	0—200	0,082
	158	20	20—320	0,258
	159	80	80—400	0,148
	173	40	40—340	0,034
XXII	173 <sup>1/2</sup>	—	0—400	0,178
	183	—	0—250	0,079
	202	—	0—390	0,260
	205	—	0—237	0,045
	207	36	36—330	0,011
XXIII	208	30	30—310	0,070
	209	—	0—250	0,065
	213	125	125—325	0,010
	214	—	0—415	0,100
	215	40	40—220	0,019
XXIV	216	70	70—250	0,022
	242	—	0—350	0,050
	258	—	0—400	0,038

Nach den Ergebnissen der Untersuchung ist der Lašvaschotter von Dolac bis zur Mündung der Grovica — Bohrlinien I bis XII — auf eine Länge von 3600 m sehr arm (Durchschnittsergebnis von 35 Versuchen 0,04 g Gold im Kubikmeter), von der Mündung der Grovica bis zu jener der Biela — Bohrlinien XII bis XXVI — auf eine Länge von 3900 m schwach bauwürdig (Durchschnitt von 26 Versuchen 0,14 g Gold im Kubikmeter), von der Bielamündung bis ins Dorf Vitez — Bohrlinien XXVI bis XXXV — auf eine weitere Länge von 2700 m wieder arm (Durchschnitt von 11 Versuchen 0,06 g Gold im Kubikmeter). Die Untersuchung über das Dorf Vitez hinaus schien überflüssig, da eine weitere Anreicherung nicht zu erwarten war.

II. Grovica.

Linie	Nr.	Humus cm	Tiefe cm	Gold g im m <sup>3</sup>
I	500	20	20—440	0,056
			440—750	0,090
	501	—	0—400	0,160
	502	21	21—460	0,100
	503	—	0—450	0,034
II	504	70	70—400	0,031
	505	—	0—430	0,069
	506	83	83—450	0,100
	507	50	50—385	0,033
	508	12	12—437	0,057
III	509	60	60—550	0,067
	512	50	50—450	0,110
	513	—	0—470	0,081
	514	—	0—350	0,119
	515	20	20—140	0,098
IV	524	60	60—470	0,036
	530	—	0—500	0,060
	531	20	20—467	0,095
	532	120	120—550	0,045
	533	—	0—410	0,008
V	542	20	20—150	0,006
			150—320	0,083
	543	20	20—288	0,019
	544	15	15—350	0,009
	545	20	20—450	0,029
VI	546	20	20—550	0,199

Das Grovicatal ist bis zum Rataliski-han nur zwei Meter tief mit Alluvialschotter gefüllt, also im Oberlaufe nicht baggerfähig; gegen Stojkovic-han erhöht sich die Mächtigkeit bis auf drei Meter und steigt gegen die Mündung in das Lašvatal bis auf acht Meter. Der Schotter ist mittlerer Größe, wird von diluvialem Lehm unterlagert und ist der Breite nach über 200 m ausgedehnt. Der Goldgehalt ist stark wechselnd, im Durchschnitt nur 0,07 g pro Kubikmeter. Die diluvialen Ablagerungen auf beiden Talseiten halten wie durch die Bohrlöcher und Schurfschächte Nr. 510, 511, 516, 517, 518, 523, 525, 529, 534, 535, 536, 541 und 547 erwiesen wurde, kaum 0,01 im Kubikmeter.

**III. Biela.**

Linie	Nr.	Humus cm	Tiefe cm	Gold g im m <sup>3</sup>
I	162	—	0—290	—
II	165	—	0—220	0,042
III	168	—	0—210	—
	169	100	100—280	0,050
	170	—	0—240	0,001

Linie	Nr.	Humus cm	Tiefe cm	Gold g im m <sup>3</sup>
IV	175	—	0—150	0,280
			150—220	—
	176	—	0—280	—
V	178	100	100—230	0,008
	180	—	0—350	—
VI	189	120	120—272	0,002
	190	—	0—350	0,139
VII	193	25	25—300	0,007
	192	30	30—138	0,005
VIII	184	—	0—350	0,180
XI	195	10	10—310	—
	196	55	55—300	0,032
	197	—	0—250	0,138

Die Biela hat nur wenige und geringmächtige Ablagerungen von außerordentlich grobem Kalkschotter und hält nur der spärlich dazwischenliegende feine Sand etwas Gold. Im Durchschnitt hält das Alluvium pro Kubikmeter 0,05 g, die westlich gelegenen ausgedehnten Diluvien, welche ebenfalls durch viele Bohrlöcher und Schächten untersucht wurden, nur 0,01 bis 0,03 g Gold.

(Fortsetzung folgt.)

**Die Produktion der Bergwerke, Salinen und Hütten des preußischen Staates im Jahre 1905.\*)**

**I. Produktion der Bergwerke.**

	Zahl der an der Produktion teilnehmenden Werke <sup>b)</sup>	Menge der Produktion in Tonnen	Wert der Produktion in Mark
<b>1. Mineralkohlen u. Bitumen:</b>			
Steinkohlen . . . . .	260	113 000 657	961 560 890
Braunkohlen . . . . .	352	44 148 751	98 801 949
Graphit . . . . .	—	—	—
Asphalt . . . . .	3	288 72	275 576
Erdöl . . . . .	22	57 741	4 044 503
<b>2. Mineralsalze:</b>			
Steinsalz . . . . .	6 ( 6)	436 942	2 198 785
Kainit . . . . .	9 ( 10)	1 580 530	22 312 827
Andere Kalisalze . . . . .	17 ( 6)	1 734 033	16 909 975
Bittersalze (Kieserit, Glaubersalz u. s. w.) . . . . .	— ( 3)	338	2 106
Borazit (reines) . . . . .	— ( 5)	151	24 268
<b>3. Erze:</b>			
Eisenerze . . . . .	262 ( 18)	4 130 210	31 857 999
Zinkerze . . . . .	38 ( 26)	727 104	47 525 309
Bleierze . . . . .	37 ( 36)	138 928	15 163 276
Kupfererze . . . . .	12 ( 39)	769 381	23 130 600
Silber- u. Golderze . . . . .	— ( 1)	4	10 828
Zinnerze . . . . .	—	—	—
Quecksilbererze . . . . .	—	—	—
Kobalterze . . . . .	— ( 1)	22	2 378
Nickelerze . . . . .	1 ( 2)	10 432	208 926
Antimonerze . . . . .	— ( 1)	1	19
Arsenikerze . . . . .	2 ( 1)	4 022	378 258
Manganerze . . . . .	7 ( —)	51 048	572 152
Wismuterze . . . . .	—	—	—
Uranerze . . . . .	—	—	—
Wolframerze . . . . .	—	—	—
Schwefelkies . . . . .	3 ( 15)	174 641	1 356 721
Sonstige Vitriol- und Alaunerze . . . . .	— ( 1)	97	583
<b>Summe I. Bergwerke</b>	<b>1031 (171)</b>	<b>166 993 906</b>	<b>1 226 337 928</b>

Außerdem wurde im Fürstentum Waldeck gewonnen: an Eisenerzen auf 1 (1) Werke 27 918 t im Werte von M 143 923  
 „ Zinkerzen „ 1 „ 41 t „ „ „ 3 200  
 „ Manganerzen „ 1 „ 13 t „ „ „ 6 075

Die durchschnittliche tägliche Belegschaft betrug:

Bei den Bergbauen auf	Unter Tag	Ober Tag		überhaupt
		männliche	weibliche	
Mineralkohlen u. Bitumen	358 755	131 694	5952	496 401
Mineralsalze . . . . .	6 866	5 419	20	12 305
Erze . . . . .	44 231	19 958	4151	68 340
<b>Zusammen . . . . .</b>	<b>409 852</b>	<b>157 071</b>	<b>10 123</b>	<b>577 046</b>

**II. Gewinnung von Salzen aus wässriger Lösung.**

	Zahl der an der Produktion teilnehmenden Werke <sup>b)</sup>	Menge der Produktion in Tonnen	Wert der Produktion (ohne Steuer) in Mark
Kochsalz . . . . .	35 ( 4)	328 051	7 016 871
Chlorkalium . . . . .	21 ( 3)	239 628	28 800 249
Chlormagnesium . . . . .	— ( 4)	15 337	387 284
<b>Schwefelsaure Alkalien:</b>			
a) Glaubersalz . . . . .	9 ( 6)	52 094	1 356 323
b) Schwefelsaures Kali . . . . .	1 ( 13)	26 441	4 207 407
c) Schwefelsaure Kalimagnesia . . . . .	— ( 11)	18 994	1 428 814
Schwefelsaure Magnesia . . . . .	— ( 8)	36 987	568 065
<b>Schwefelsaure Erden:</b>			
a) Schwefelsaure Thonerde . . . . .	3 ( 1)	13 365	751 978
b) Alaun . . . . .	1 ( 1)	1 548	178 759
<b>Summe II . . . . .</b>	<b>70 (51)</b>	<b>732 445</b>	<b>44 695 750</b>

Bei diesen Betrieben waren im Durchschnitt 5487 Arbeiter, darunter 33 weibliche, beschäftigt; hiervon entfallen auf die Werke, welche Kochsalz als Hauptprodukt gewinnen, 2014 und analog auf die Chlorkaliumwerke 3210 Arbeiter.

\*) „Zeitschrift für das Berg-, Hütten- und Salinenwesen im preußischen Staate.“ Jahrgang 1906, 54. Bd., Berlin, Verlag von Wilhelm Ernst & Sohn, 1906. <sup>1)</sup> An erster Stelle erscheint die Anzahl jener Werke, bei welchen die Gewinnung des betreffenden Minerals, bezw. Hüttenproduktes Hauptzweck ist; die Zahl jener Werke, bei welchen der betreffende Artikel nur als Nebenprodukt gewonnen wurde, ist in Klammern gesetzt. <sup>2)</sup> Siehe Fußnote <sup>1)</sup>.

## Die Goldbaggerei in Europa.

Von Ingenieur L. St. Rainer.

(Fortsetzung von S. 252.)

### IV. Vrbas.

Die Alluvialpartien südlich von Gornji Vakuf sind so schmal, dass eine Baggerung ganz unzulässig erscheint. Die Untersuchung beschränkte sich daher auf das Terrain nördlich von dieser Stadt bis zum Han Ploce und darüber hinaus. Zwischen der Bistrica und dem Vrbas breitet sich ein mächtiges Diluvium aus, das bereits von den Römern bis auf wenige Reste umgekehrt worden ist. Das Flussbett des Vrbas und dessen Inundationsterrain sind selten über 100 m breit. Auch hier geht eine ungemein mächtige diluviale Ablagerung unter dem Vrbas durch, während die angeschwemmte Schotterebene nur 1 1/2 bis 3 1/2 m tief ist. Zu allem Überflusse zeigte die vorgenommene Untersuchung, dass dieser Schotter nur in seiner obersten Lage etwas Gold führt, in der Tiefe von 1 1/2 m jedoch nur mehr Spuren von Gold vorkommen.

In der 2400 m langen Strecke zwischen der Mündung der Krupa und dem Han Ploce wurden nachstehende Resultate erhalten:

Linie	Nr.	Humus cm	Tiefe cm	Gold g im m <sup>2</sup>
I	0	90	90—300	0,007
	1	120	120—300	0,020
	2	70	70—200	0,071
III/IV	3	70	70—300	0,090
	4	—	0—170	—
II	5	100	100—300	0,012
IV	6	10	10—50	0,035
	7	35	35—125	0,014
	8	50	50—300	0,035
IV/V	9	—	0—130	0,012
V/VI	10	—	0—65	—
	11	—	0—200	0,025
III	12	—	0—150	0,553
			150—350	0,042
	12a	—	0—150	0,020
	12 1/2	70	70—170	0,050
			170—500	0,008
IV	13	100	100—400	0,074
	14	—	0—100	0,085
	17	—	0—160	0,261
V			160—350	—
	17 1/2	—	0—175	0,043
	22	—	0—75	0,034
VI			75—250	0,016
	27	—	0—90	0,005
VII	27 1/2	—	0—20	0,008
	30	—	0—80	—
VIII	31	—	0—50	—
	32	—	0—100	—
IV	17 1/2	—	175—350	—

Nördlich der Brücke von Sarajvilic verbreitert sich das Inundationsgebiet des Vrbas und bildet größere Schotterbänke. Es schien mir geboten, auch diese zu untersuchen, wobei gefunden wurde:

Auf Gries A	ein Goldgehalt von	0,018 g	im Kubikmeter,
" " B	" " "	0,007 g	" "
" " C	" " "	0,110 g	" "
" " D	" " "	0,063 g	" "
" " E	" " "	0,015 g	" "
" " F	" " "	0,009 g	" "
" " G	" " "	0,062 g	" "

Der größte Teil dieser Ablagerungen ist so arm, dass man ihre Ausbeutung auch nicht einmal in Erwägung ziehen kann. In Betracht könnte einzig jener Teil des Lašva Alluviums kommen, der zwischen den Nebenflüssen Grovica und Biela liegt und dessen Masse sich auf 1 691 000 m<sup>3</sup>, bei einem Durchschnittsgehalte von 0,14 g Feingold oder 45 h im Kubikmeter stellt. Allein auch hier bildet der voraussichtlich kleine Gewinn keinen genügenden Anreiz zu der nicht unbedeutenden Investition. Es wird daher begreiflich sein, dass ich die Untersuchung der Alluvionen der Fojnica unterlassen habe, denn Gehalte von 10 bis 15 cg Feingold im Kubikmeter vermögen meiner Ansicht nach wohl die Kosten eines ökonomisch geführten Betriebes zu tragen, würden aber nur dann eine mäßige Rentabilität verbürgen, wenn die Ausdehnung der Seife einen vieljährigen Massenbetrieb gestattete, was im vorliegenden Falle nicht zutrifft.

\* \* \*

Mit meinem Berichte über die Untersuchung der bosnischen Alluvien bin ich chronologisch der Entwicklung vorausgeeilt, welche die Goldbaggerei in Siebenbürgen genommen hat. Ich erwähnte bereits, dass ein Versuch, mit Baggern von der Deutschen Ostseeküste die Felsblöcke des obern Aranyos zu heben, kläglich misslungen ist. Es lag aber nahe, diesen Versuch mit geeigneten Konstruktionen zu wiederholen, was auch bereits im Jahre 1902 geschah, nur dass man diesmal ins entgegengesetzte Extrem hinüberpendelte und nach wenigen oberflächlichen Waschversuchen die Pläne zu einem grandiosen Bagger entwarf, welcher die größten seiner Art in den Schatten stellen sollte. Der Unternehmer hatte mit richtigem Blicke erkannt, dass beim Goldbaggerbetriebe niedere Gesteinskosten und Massenverarbeitung noch inniger als anderswo zusammenhängen, und dass groben Geröllen nur durch noch größere Maschinerien beizukommen sei, er übersah aber leider, den Schwierigkeiten der Massenverwaschung die notwendige Aufmerksamkeit zu schenken. Wegen der Enge des oberen Aranyostales wählte er den Standort des Baggers nahe bei Mihalyfalva nächst Torda, wo Petrosenyer Kohle billig zuzuführen war und am rechten Ufer des Aranyos sich ein breites Alluvialland ausdehnt. Im Frühlinge 1903 wurde der Bagger „Cyklop“, dessen Herstellung die bekannte Schiffsbaufirma Könyves, Toth és Zaccaria übernommen hatte, montiert. Er erhielt einen Rumpf von 32 m Länge, 8,5 m Breite und 3 m Tiefe — in einigem Missverhältnis zu dem, was alles darauf zu stehen kam: eine Eimerleiter aus Fassoneisen mit 150 mm starken Stahlschienen, auf der sich eine Eimerkette von 19 m Länge über ein Prisma mit 250 mm Achse bewegte. Die Kette war 800 mm breit, aus 50 × 120 mm starken Stahlschienen geformt und in 60 mm starken

Bolzen gegliedert. Die 33 Eimer sind aus 10 mm Blech gepresst und mit einer Schneidlippe von 18 mm Stärke und 280 mm Breite versehen. Der Fassungsraum eines Eimers ist  $350\text{l} = 12\frac{1}{2}$  Kubikfuß, mehr als ein Drittel größer als der erst 1905 gebaute Riesenbagger zu Folsom, Cal.; es entleeren sich in der Minute 14 Eimer, in der Stunde also  $294\text{ m}^3$ , von denen  $225\text{ m}^3$  festes Gerölle sein sollten. Diese ungeheure Masse zu verwaschen schien dem Unternehmer nicht unmöglich. Er ließ sie auf einen beweglichen Rost mit achteckigen Löchern von 80 mm Weite anleeren, der die groben Felsstücke auf einen Gummiriementransporteur abrüttelt, während der Durchfall in konische Triplextrommeln von 3 m Länge geleitet wurde. Von diesen Trommeln hatte die innerste 30 mm Lochung und 90/130 cm Durchmesser, die mittlere 15 mm Lochung und 120/160 cm Durchmesser, die äußere 6 mm Lochung und 150/190 cm Durchmesser. Waren schon die Dimensionen dieser Trommeln ganz ungenügend, um so enorme Mengen abzuwaschen und zu sieben, so war die Menge des Spritzwassers es noch mehr. Eine sechs- und eine achtzöllige Zentrifugalpumpe lieferten pro Minute etwa  $8\text{ m}^3$

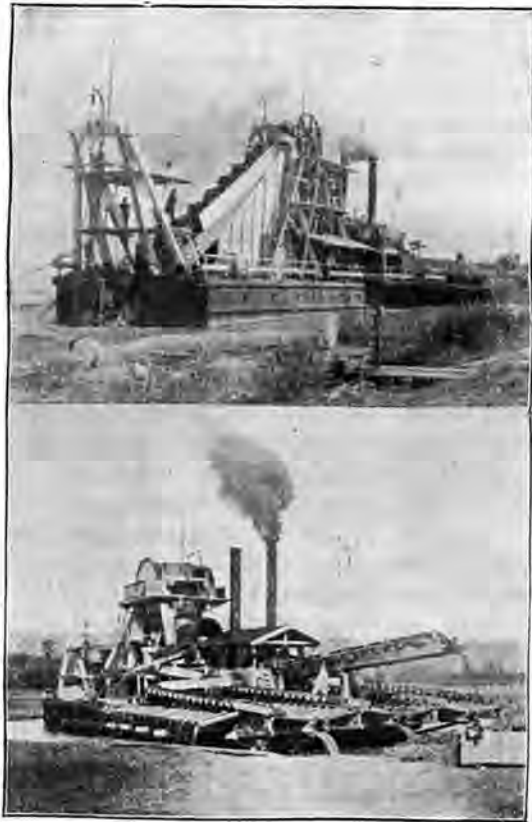


Fig. 6.

Wasser, mit dem man sicher nicht  $3\frac{1}{2}\text{ m}^3$  Gerölle reinwaschen und noch weniger den Durchfall, mehr als  $1\text{ m}^3$  verwaschen konnte. Die Gröbe ging auf das Transportband, der Durchfall wurde durch ein verstellbares Blech

in zwei Gerinne geteilt, die ihn rechts und links in zwei 3 m lange Trommeln führten, die mit einem Gewebe von 4 mm Maschenweite bespannt waren. Das Feinkorn dieser Trommeln gelangte endlich in ein Verteilungsgerinne und durch diese auf 120 Herde von 50 cm Breite und 2 m Länge, die mit Filz und Winkeleisenriffeln bedeckt waren. Über 1 m Herdbreite strömten also in der Minute nur 135 l Trübe mit  $24,5\text{ dm}^3$  Waschgut, — ein Missverhältnis  $5\frac{2}{3}:1$ , infolge dessen sich die Herde häufig verlegen mussten. Eine Separation des Goldes aus der dicken Trübe war ebenfalls nicht zu erwarten und der Waschverlust wird vom Unternehmer selbst mit 50 % angegeben. Abgesehen von dieser ganz verfehlten Wäscheanlage, welche unschwer zu verbessern war und auch im Winter 1904/05, leider nur teilweise, verbessert wurde, hat dieser Riesenbagger aber konstatiert, dass man bei einem Aufwande von 76 K an Löhnen, 210 K für Kohlen und 52 K für Regieanlagen, zusammen also von 338 K, in 20 Stunden, wie man den Baggertag gewöhnlich rechnet,  $4500\text{ m}^3$  Gerölle baggern kann. Wäre es möglich gewesen, diese Massen in befriedigender Weise zu verwaschen, so hätte sich das Unternehmen vielleicht erhalten können, trotzdem sich bei den nachträglich vorgenommenen Bohrungen herausgestellt hat, dass ein Kubikmeter Alluvium durchschnittlich nur 0,08 g Feingold im Werte von 26 h enthält. Die fixen Betriebskosten, allerdings ohne Materialersatz, Amortisation und Verzinsung würden hierbei nur  $7\frac{1}{2}\text{ h}$  ausmachen. So ganz aussichtslos ist demnach ein Baggerunternehmen am Aranyos nicht, denn stellenweise, so am Vizel, gleich außer der Talenge stellt sich der Durchschnittsgehalt auf 41 h pro Kubikmeter und unterhalb der Brücke nach Meszkő auf 31 h, wie aus den dort durchgeführten Bohrungen hervorgeht. Dabei ist die Schottermenge außerordentlich groß, denn das erstgenannte Goldfeld am Vizel nimmt nahezu einen Quadratkilometer Fläche ein. Bedeutendere Goldmengen dürfte der Aranyos in seinem Oberlaufe in der Nähe von Offenbánya und bis zur Mündung des Abrudbaches hinauf halten, da alle abgetragenen Trachytkegel des nördlichen Siebenbürgischen Erzgebirges zwischen den altberühmten Bergorten Körösbánya, Abrudbánya-Bucsum, Verespatak und Offenbánya ihren Detritus in das Aranyostal hinaus schwemmen, allein der ganze 50 km lange Talweg ist von steilen Berghängen eingeschlossen und hat nur eine einzige Talweitung bei Bisztra, deren Alluvium meines Wissens noch nicht abgebohrt worden ist und vielleicht auch zu seicht ist, um einen großen Bagger tragen zu können.

Während sich am Aranyos die Tragödie eines gutgemeinten und mit ausreichenden Mitteln versehenen Unternehmens abspielte, wurden von anderer Seite das Tal der Maros, sowie ihre Nebenflüsse, der Strell, der Pianer- und Mühlbach, dann das Rekas- und Czibintal in großen räumlichen Intervallen abgebohrt. Im Jahre 1904 wurde behufs Gewinnung sicherer Durchschnittsgehalte, sowie praktischer Erfahrungen in der Nähe der Eisenbahnbrücke von Piski auf dem Strellbache ein



Versuchsbagger in Tätigkeit gesetzt, der in der Stunde  $5 m^3$  hob und das dort sehr feinkörnige Gold in einer Schleuse mit Winkelleisenriffeln auffing. Die durch die Bohrungen und diesen Versuchsbagger festgestellten Gehalte waren aber so gering, nämlich wenig über  $0,1 g$  im Kubikmeter, dass man nur dann Aussicht auf materiellen Erfolg haben konnte, wenn ähnlich, wie es am Aranyos versucht worden war, mit einem sehr leistungsfähigen Bagger große Mengen gehoben und verwaschen wurden. Dieser Erwägung entsprechend, wurde noch im Spätherbst 1904 gegenüber dem Dorfe Piski durch die Firma Könyves, Toth és Zaccaria in Budapest ein Bagger aufgestellt und im darauffolgenden Jahre durch eine andere Budapester Maschinenfabrik die Waschwerkseinrichtung montiert. Der Schiffskörper ist in Eisen ausgeführt,  $29 m$  lang,  $8 m$  breit,  $2,5 m$  hoch und birgt eine Compoundmaschine von  $75 PS$ , die das Becherwerk, eine Ventilmaschine von  $95 PS$ , welche die Wäscherei und die Beleuchtungsdynamo betreibt und eine alte Auspuffmaschine von  $20 PS$ , die zur Lavierung und



Fig. 7.

Leiterhebung dient. Die Eimer haben  $200 dm^3$  Fassungsraum und sollten stündlich  $192 m^3$  Gerölle heben, das in zwei nebeneinander liegenden Trommeln abgeseiht wird. Die Zentrifugalpumpe liefert  $300 Sek./t$  Wasser und separiert den Siebdurchfall auf 20 Schleusen von  $40 cm$  Riffelbreite, welche parallel zur Längsachse des Baggers unter den Trommeln mit einer Neigung von  $3^\circ$  bis  $4^\circ$  aufgehängt sind. Eine Sammelrinne unterhalb der Schleusen trägt das entgoldete Waschgut hinter dem Heck in die wilde Flut aus, während das Grobgerölle von den Trommeln auf einen Zwischentransporteur ausgeschüttet wird, der es dem Elevator aufgibt. Letzterer zeigt eine Neuerung, welche für die Goldbaggerei in Europa, wenigstens soweit Kulturländereien in Betracht kommen, als absolute Notwendigkeit angesehen werden muss. Bekanntlich nimmt aufgegebenes und wieder aufgeschüttetes Gerölle ein Volumen ein, das um ein Drittel größer ist, als es im anstehenden Zustande hatte. Infolge dessen erhöht sich hinter dem Bagger, der an seinem Heck die Abfälle einfach ausleert, der Grund, die Knauer rollen unter das Baggerschiff

zurück und würden es zum Stranden bringen, wenn nicht in einem sehr tiefen Fluss gearbeitet wird. Hebt man, um dies zu vermeiden, die groben Abfälle mittels Trog- oder Gürtellevatoren und wirft sie in der Richtung der Mittellinie des Schiffes weit über das Heck hinaus, so verlegt sich bei der Baggerung fluviatiler Seifen bald das ganze Rinnal des Flusses, ein Umstand, dessen Gefährlichkeit für die talabwärts gelegenen, unter Kultur stehenden Ufer nicht auseinandergesetzt zu werden braucht. Keine einsichtige Regierung wird deshalb in Europa Bagger erlauben, welche den Flusslauf verwüsten, im Gegenteil muss es dem Techniker — obwohl mit dem bekannten engen fachwissenschaftlichen Horizont behaftet — naheliegen, zugleich mit der Goldbaggerei, bei der die Flussgerölle bis auf den Grund hinunter aufgedrungen und durchgearbeitet werden, eine Regulierung des natürlichen Wasserlaufes vorzunehmen. Das kann aber nur geschehen, wenn der Bagger befähigt ist, die gewaschenen Gerölle je nach Bedarf hinter sich, rechts oder links seitwärts auszuschiitten, dadurch die Ufer zu regulieren und zu befestigen, in breiteren Flüssen aber regelmäßige breite Fahrrinnen auszusparen. Der Elevator muss also drehbar sein, eine Einrichtung, welche auf dem Bagger „Henrik“ meines Wissens zum erstenmale getroffen wurde. Leider musste diese Neuerung mit einem bedeutsamen Opfer erkaufte werden. Es ist klar, dass der Schiffskörper sich zur Seite neigen muss, wenn der schwere Elevator senkrecht zur Schiffachse gestellt wird, was bei der ungünstigen, durch den hohen und schweren Aufbau des Eimerleitergerüsts und der Trommelwäsche verursachten Lage des Metazentrums gefährlich werden kann. Um diese Seitenneigung zu verhindern, wurde ein mit Bleistücken gefüllter Wagen auf eine Schwebenbrücke gestellt und durch dessen Verschiebung der Elevator ausbalanciert. Aber diese in gar starkem Winkelleisen ausgeführte Schwebenbrücke und der über  $6\frac{1}{2} t$  wiegende Balancier belasteten den ohnehin schon übermäßig beanspruchten Schiffskörper so sehr, dass er bis  $1,70 m$  einsank und fortwährend in Gefahr war, durch das Feingerölle eingeschlemmt zu werden. Kurzum, die Konstruktion hat sich nicht als eine glückliche Lösung erwiesen. Auch die Wäsche entsprach nicht ganz den gehegten Erwartungen, was nicht Wunder nehmen kann, wenn man bedenkt, dass über jeden Meter Schleusenbreite in der Minute  $120 dm^3$  Sand mit  $2250 t$  Wasser gelangten, was einem Volumverhältnisse  $1 : 18\frac{3}{4}$  gleichkommt. Nach der von mir aufgestellten Formel für die Schleusenbreite  $B = 1500 q$  (wobei  $q$  in Kubikmeter pro Sekunde), würde einem Förderquantum  $Q = 192 m^3$  pro Stunde d. i.  $0,053$  in der Sekunde, also bei  $\frac{1}{3}$  Feingerölle  $q = 0,0177$  einer Gesamtschleusenbreite von  $26,5 m$  entsprechen. Tatsächlich war es auch unmöglich, stündlich  $192 m^3$  zu verwaschen, ohne immense Verluste zu erleiden und man hat sich in der Weise geholfen, dass man die Eimer nur teilweise angreifen ließ und sie mit halber oder gar Drittel-Füllung hob, so dass statt der projektierten  $192 m^3$  in Wirklichkeit stündlich nur  $63$  bis  $83 m^3$  gehoben wurden. Der Zweck



des großen Baggers — niedrige Gestehungskosten — wurde damit wieder nicht erreicht und statt der vorherberechneten Betriebskosten von  $6\frac{1}{2}h$  hatte man solche von 16 bis 21  $h$ , ohne Regie, Amortisation und Verzinsung des Anlagekapitals. Arbeitslöhne und Kohle waren hierbei außerordentlich billig, denn die monatlichen Betriebskosten betragen: Ein Baggermeister  $K 200,-$ , ein Vizebaggermeister  $K 160,-$ , ein Waschmeister  $K 160,-$ , drei Wäschejungen  $K 90,-$ , drei Matrosen  $K 180,-$ ,

ein Schlosser  $K 90,-$ , ein Schmierer  $K 36,-$ , ein Maschinist  $K 160,-$ , ein Maschinwärter  $K 100,-$ , ein Heizer  $K 90,-$ , zwei Schlepper  $K 72,-$ , 9000  $q$  Kohle (zu  $K 1,40$ )  $K 1260,-$ , Schmiermaterialien  $K 402,-$ , Reparaturen  $K 250,-$ , zusammen  $K 3250,-$ :  $25 = K 130,-$  pro Schicht. Auch dieser Baggerbetrieb ist derzeit eingestellt und kann nur nach radikaler Umgestaltung der Wäschereianrichtung mit Aussicht auf Erfolg wieder aufgenommen werden. (Schluss folgt.)

## Der Bergwerks- und Hüttenbetrieb im Königreich Sachsen im Jahre 1905.\*)

### I. Bergwerksbetrieb.

Die Fläche der Grubenfelder beim Erzbergbau betrug am Jahresschlusse 18 475 (+502)  $ha$  nach 46 253 (+1282) Maßeinheiten. An der Produktion waren 26 (—1) Steinkohlenbergbaue, 92 (=) Braunkohlenbergbaue und 26 (=) Erzbergbaue beteiligt. Die Belegung betrug im Durchschnitte beim Steinkohlenbergbau 25 510 Personen, u. zw. 895 Beamte und 24 615 (—91) Arbeiter, darunter 279 weibliche; beim Braunkohlenbergbau 3864 Personen, u. zw. 254 Beamte und 3610 (+314) Arbeiter, darunter 117 weibliche; beim Erzbergbau 2806 Personen, u. zw. 219 Beamte und 2587 (—345) Arbeiter, darunter 8 weibliche; beim Bergbau überhaupt 32 180 (—126) Personen, u. zw. 1368 (—4)

Beamte und 30 812 (—122) Arbeiter, darunter 404 (—27) weibliche. Die Anzahl der jugendlichen Arbeiter (unter 16 Jahren) betrug 565 (—28), darunter 4 (—2) weibliche; hiervon waren 502 beim Steinkohlen-, 18 beim Braunkohlen- und 45 beim Erzbergbau beschäftigt. Von der Gesamtbelegung entfielen durchschnittlich beim Steinkohlenbergbau auf die Berginspektionsbezirke: Oelsnitz 10 060, Dresden 2526 und Zwickau 12 924; beim Braunkohlenbergbau auf die Berginspektionsbezirke: Leipzig 2928 und Dresden 936; beim Erzbergbau auf die Reviere: Freiberg 1914, Altenberg 150, Marienberg 15, Scheibenberg 7, Johanngeorgenstadt 156 und Schneeberg 564.

Menge und Wert des Ausbringens beim Bergbau ist aus der nachstehenden Tabelle zu entnehmen.

Menge und Wert des Ausbringens beim Bergbau.

	Ausbringen in $q$		Wert des Ausbringens in Mark		Durchschnittswert pro $q$ in Mark	
	im Jahre 1905	gegen das Vorjahr +	im Jahre 1905	gegen das Vorjahr +	im Jahre 1905	gegen das Vorjahr +
Steinkohlen <sup>1)</sup> . . . . .	46 039 030	+ 1 287 960	52 320 888	+ 1 494 566	1,14	=
Braunkohlen <sup>2)</sup> . . . . .	21 677 310	+ 1 457 250	5 349 688	+ 535 534	0,25	=
Reiche Silbererze und silberhaltige Blei-, Kupfer-, Arsen-, Zink- und Schwefelerze	100 874,6	— 5 332,7	1 164 495	+ 57 076	11,54	+ 1,11
Arsen-, Schwefel und Kupferkiese . . . . .	77 243,4	— 11 755,7	93 694	— 11 823	1,21	=
Zinkblende (Freiberg) . . . . .	801,0	+ 142,5	5 656	+ 3 837	7,07	+ 4,31
Wismut-, Kobalt- und Nickelerze (Johanngeorgenstadt, Schneeberg) . . . . .	3755,0	— 655,8	686 014	+ 484	182,45	+ 27,00
Wolframerz (Altenberg) . . . . .	342,8	+ 114,4	52 256	+ 19 734	153,69	+ 12,29
Eisenstein (Scheibenberg, Johanngeorgenstadt, Schneeberg) . . . . .	2 699,4	+ 520,9	1 958	+ 226	0,73	— 0,06
Zinnerz (Altenberg) . . . . .	1 226,3	+ 240,6	85 071	+ 14 794	69,16	— 1,83
Uranpecherz . . . . .	45,2	+ 45,2	15 719	+ 15 719	—	—
Schwerspat (Freiberg) . . . . .	614,5	— 870,9	860	— 820	—	—
Flussspat . . . . .	23 818,0	— 6412,0	17 508	— 4 786	0,74	—
Quarz, Glimmer und Mylobdänglanz . . . . .	104,0	— 43,1	15 653	+ 14 919	—	—
Eisenocker, Schwaben- und Farbenerde . . . . .	165,4	+ 122,4	305	+ 205	—	—
Wäsandsand, Graupen, Halden- und Schottersteine u. s. w. . . . .	—	—	26 358	— 1 560	—	—
Schaustufen . . . . .	—	—	2 967	— 2 709	—	—
Zusammen . . . . .	—	—	59 839 090	+ 2 135 316	—	—

\*) Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen im Königreiche Sachsen. Jahrgang 1906. Freiberg. Craz & Gerlach.

1) Hiervon wurden 680 240  $q$  Koks im Werte von  $M 1 203 343$  und 496 430  $q$  Briketts im Werte von  $M 683 512$  erzeugt.

2) Hiervon wurden 55 855 Tausend Stück Braunkohlenziegel im Werte von  $M 429 781$  und 2 614 670  $q$  Briketts im Werte von  $M 2 070 899$  erzeugt.

Winkel  $\alpha$ , der Horizontalfaden trifft die Hängelatte bei  $F$ , wo die Lattenlesung  $L$  gemacht wird; das Fernrohr befindet sich in der 2. Position (in der Fig. 12 durch punktierte Linien dargestellt).

Mittels der Distanzschraube  $S$  kann somit die Visierlinie genau um den Winkel  $\alpha$  im vertikalen Sinne verstellt werden, weil nach Rückstellung der Handhabe  $H$  der Distanzschraube  $S$  rechts vom Anschlagkopfe  $M$  bei präziser mechanischer Ausführung der Horizontalfaden genau auf die Zielscheibe  $E$  zurückkommt.

Für Distanz- und Höhemessungen in der Grube können bezüglich der Größe des distanzmessenden Winkels  $\alpha$  folgende Bemerkungen gelten.

Die Distanzen, welche in der Grube optisch bewältigt werden sollen, mögen im Höchstausmaße 40 bis 50 m betragen; die Höhe der Grubenbaue dürfte im Mittel kaum 2 m überschreiten.

Durch diese Tatsachen sind von Hause aus für die Konstruktion des optischen Distanzmessers gewisse Bestimmungen gegeben.

Verwendet man eine 2 m lange, gleichmäßig geteilte Distanzlatte und nimmt  $D = 40 m$  als Maximallänge der zu bestimmenden Horizontalabstand an, so wird der distanzmessende Winkel  $\alpha$  bestimmt durch:

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{L}{D} = \frac{2 m}{40 m} = \frac{1}{20} = 0,05 \text{ und } K = 20 \quad (11)$$

oder  $\alpha = 2^{\circ} 5' 50''$ .

Unter diesen Annahmen werden die Grundformeln (VI) für  $D$  und  $h$ , resp.  $H$  nach Einführung von  $K = 20$  die Form annehmen:

$$\left. \begin{aligned} D &= L (20 \cos^2 \varphi \pm \sin \varphi \cos \varphi) = \\ &= 20 L \left( \cos^2 \varphi \pm \frac{\sin \varphi \cos \varphi}{20} \right) \\ h &= L (20 \sin \varphi \cos \varphi \pm \sin^2 \varphi) = \\ &= 20 L \left( \sin \varphi \cos \varphi \pm \frac{\sin^2 \varphi}{20} \right) \end{aligned} \right\} \quad (X)$$

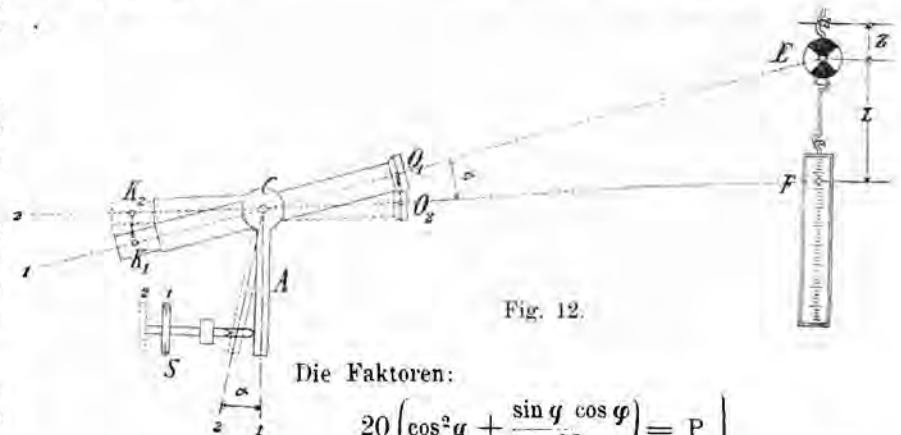


Fig. 12.

Die Faktoren:

$$\left. \begin{aligned} 20 \left( \cos^2 \varphi \pm \frac{\sin \varphi \cos \varphi}{20} \right) &= P \\ 20 \left( \sin \varphi \cos \varphi \pm \frac{\sin^2 \varphi}{20} \right) &= Q \end{aligned} \right\} \quad (XI)$$

welche einzig und allein vom abgelesenen Vertikalwinkel  $\varphi$  abhängen, können in Tabellen gebracht werden, aus welchen mit dem Argumente  $\varphi$  die Werte  $P$  und  $Q$  entnommen werden können.

Die gesuchten Größen  $D$  und  $h$  ergeben sich durch einfache Multiplikation:

$$\left. \begin{aligned} D &= P L \\ h &= Q L \\ H &= h \pm (z - J) \end{aligned} \right\} \quad (XII)$$

(Fortsetzung folgt.)

## Die Goldbaggerei in Europa.

Von Ingenieur L. St. Rainer.

(Schluss von Seite 266.)

Außer den genannten Flüssen sind bisher in Ungarn nur der Unterlauf der Gran und in Siebenbürgen die Szamos zwischen Betlen und Dees und die Aluta auf ihre Goldführung untersucht worden. Das Szamosgerölle soll reicher sein als jenes von Aranyos, ist aber durchschnittlich nur 2 m tief und deshalb mit größeren Baggern nicht zu bearbeiten, die Aluta erwies sich als sehr arm und die Gran führt Gold in außerordentlich feinen Schüppchen, die schwer zu gewinnen sein sollen, weil sich Riffeln und Plachen mit Magneteisensand belegen, über welchen die Goldflitter hinabgespült werden. Der Oberlauf der Theiß von Huszt über Marmaros-Sziget bis zum Jabloniczapass hinauf ist bisher ebensowenig untersucht worden, wie die großen Flüsse des Ungarlandes Donau, Mur und Drau.

Es wäre angesichts der wenigen positiven und verlässlichen Daten über den Goldgehalt der Flüsse und Ströme Europas ganz verfrüht, eine Berechnung jener Goldmengen auch nur versuchen zu wollen, welche auf ihrem Grunde und an ihren Ufern im Gerölle und Sande verborgen sind, ich will nur darauf hinweisen, dass die zu verarbeitende Masse ein großer Multiplikator ist. So hat beispielsweise die Donau zwischen Krems-Stein und Komorn, auf welcher Strecke man nach den Erfahrungen der Goldwäscher weiß, dass der Donauschotter goldführend ist, eine durchschnittliche Breite von 290 m und eine Länge von 154 km, das gibt bei 10 m baggerbarer Tiefe 446,6 Millionen Kubikmeter Gerölle. Und hierbei sind alle die zahlreichen Donauarme, Verzweigungen und Schotterfelder gar nicht gerechnet. Dass in diesen

Massen und in denen am Rhein, am Po, an der Rhone, am Tajo, Duero und Minho viele tausend Kilogramm Gold enthalten sind, ist nicht zu bezweifeln, wohl aber, ob sie jemals gewonnen werden können und diese Erwägung bringt uns auf die Frage nach den Minimalgestehungskosten der Goldbaggerei.

Aus meinen Ausführungen über die Bagger am Pek, Aranyos und Strell haben Sie bereits entnehmen können, dass die Höhe der Betriebskosten eines Goldbaggers hauptsächlich von zwei Umständen bestimmt wird: erstens von der Leistungsfähigkeit des Baggers und zweitens von der wirklichen Baggerzeit, die von der Beschaffenheit des Baggergrundes, den klimatischen Verhältnissen, aber auch von der Solidität der Konstruktionen aller Teile des Baggers: der Motoren, des Hebezeuges und der Wäsche abhängt.

Zur Illustration der Baggerkapazität konnte ich Ihnen drei Beispiele vorführen, die Bagger am Pek mit Eimern von 0,140 m<sup>3</sup> Fassungsraum, jenen am Strell mit solchen von 0,200 und den am Aranyos mit 0,350 m<sup>3</sup> Eimergröße. Die Bagger am Pek funktionieren, was die Wäsche anbelangt ganz vorzüglich, sie nützen im Jahresdurchschnitt 53% der Zeit mit wirklicher Baggerarbeit aus, der neuangeschaffte Bagger III hatte einen Monatsrekord von 69% aktueller Baggerung; bei den siebenbürgischen Baggern konnte nur ein Drittel der Leistungsfähigkeit ausgenützt werden, weil die Einrichtung der Wäschen, Pumpen, Trommeln und Schleusen der vollen Leistungsmöglichkeit nicht entsprach<sup>15)</sup>. Am Pek betragen die Betriebskosten pro Kubikmeter im Jahresdurchschnitt der Bagger I und II 44 h, bei der Maximalleistung des Baggers III nur 19 h; würden die siebenbürgischen Bagger ebensogut gearbeitet haben, wie dieser letztere in seiner Glanzzeit, so hätte der eine den Kubikmeter um 10,2 h, der andere um 6 h und zuzüglich der Verzinsungs- und Amortisationsquoten um 15, bzw. 9 h erstellen können. 15 und 9 h entsprechen aber 50 und 30 mg Feingold, Mengen, die zweifellos in der Volumeneinheit vieler Gerölle europäischer Flüsse und Ströme enthalten sind.

Wir können also unsere armen Alluvien ebensogut baggern, wie die Amerikaner ihren Feather river und die Neuseeländer ihren Molineux, aber wir müssen un-

bedingt hierzu Bagger großer Kapazität verwenden und dürfen nicht schlankweg die Typen amerikanischer Fabriken vergrößern, sondern müssen den besonderen europäischen Verhältnissen entsprechend, eine besondere Type konstruieren, eine Type, die ökonomisch arbeitet, die gehobenen Gerölle tadellos verwäscht und gestattet, die abgesiebten groben Schotter in jeder beliebigen Richtung auszutragen.

Die naheliegende Frage, warum man die beiden siebenbürgischen Bagger nicht mit entsprechenden Pumpen, Trommeln und Schleusen ausgerüstet hat, als man deren Unfähigkeit, so große Massen zu verwaschen, erkannt hatte, beantwortet sich sehr einfach: man hatte auf den Baggern dafür keinen Platz, da das ganze Verdeck, mit Ausnahme des Raumes unter der Siebtrommel, der 8 m lang und 5 m breit ist, durch unbedingt notwendige Vorrichtungen okkupiert wird. Diesem Übelstand ist nicht durch eine einfache Verlängerung oder Verbreiterung des Schiffskörpers abzuhelfen, sondern nur durch eine radikale Umgestaltung der ganzen Anlage. Eine solche Umgestaltung scheint auch aus mechanischen Prinzipien nicht überflüssig zu sein. Ist es nicht unökonomisch, das ganze Baggergut mit der Eimerkette 7 bis 9 m hoch über das Verdeck zu heben, die Größe, das ist in den meisten Fällen  $\frac{2}{3}$  bis  $\frac{1}{5}$  der gehobenen Masse durch die Trommel und ihre Fortsetzung, die Schnautze, wieder bis aufs Verdeck herabrollen zu lassen, um sie durch den Elevator neuerdings zu heben? — Warum legt man nicht die Trommel zur Hälfte in den Schiffsrumpf und das obere Prisma knapp darüber, wodurch die Eimerkette mit ihrer Leiter um mehr als ein Drittel verkürzt werden kann? Die abgesiebte Größe geht dann ohne Gefällsverlust direkt auf den Elevator, die zu verwaschende Trübe kann bei großen Baggern durch eine Zentrifugalpumpe, bei kleinen durch ein Paternosterwerk auf ein Oberdeck gehoben werden, für das die ganze Ausdehnung des Baggerschiffes nahezu unverkürzt zur Verfügung steht.

Ob man so weit gehen soll, wie der amerikanische Ingenieur Samuel S. Wyer<sup>16)</sup> vorschlägt, der um Gefällsverlust zu vermeiden, sogar die Trommel horizontal in den Schiffsrumpf hineinlegt, und Gerölle und Feinkorn durch ein- und aufgenietete Transportschrauben vorwärts be-

15)

**Zusammenstellung.**

Type	Eimerfassung Liter	Entleerungen in der Minute	Maximalleistung in der Stunde m <sup>3</sup>	Wassermenge in der Minute m <sup>3</sup>	In der Minute		Gesamte Schleusenbreite m	In der Minute gehen über 1 m Schleusenbreite		Verhältnis von Sand zu Wasser
					Baggergut	Waschgut		Sand dm <sup>3</sup>	Wasser dm <sup>3</sup>	
					dm <sup>3</sup>	dm <sup>3</sup>				
Normal . . . . .	280	15	252	38 <sup>1</sup>	4200	1260	32	39 <sup>3</sup> / <sub>5</sub>	1200	1 : 30 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>
Pek I . . . . .	140	8	67	10 <sup>0</sup>	1120	336	5	67 <sup>1</sup> / <sub>5</sub>	2160	1 : 32
Pek II . . . . .	140	8	67	10 <sup>0</sup>	1120	336	10	33 <sup>3</sup> / <sub>5</sub>	1080	1 : 32
Pek III . . . . .	140	10	84	13 <sup>2</sup>	1400	420	10	42	1320	1 : 31 <sup>2</sup> / <sub>5</sub>
Aranyos . . . . .	350	14	294	8 <sup>0</sup>	4900	1470	60	24 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>	133	1 : 5 <sup>2</sup> / <sub>5</sub>
Aranyos . . . . .	reduziert		100	11 <sup>2</sup>	1667	500	60	8 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>	186	1 : 22
Strell . . . . .	200	16	192	18	3200	960	8	120	2250	1 : 18 <sup>3</sup> / <sub>4</sub>
Strell . . . . .	reduziert		72	8	1200	360	8	45	1000	1 : 22

<sup>16)</sup> Samuel S. Wyer, A Gold-mining dredge of recent design. „Eng. a Min. Journal.“ LXXVII. 1904.

fördern und austragen lässt, möchte ich dahingestellt sein lassen, bis man über den praktischen Erfolg seiner genialen Konstruktionen, die er für die Jeffrey Manufacturing Co. in Columbus, Ohio, entworfen hat, näheres gehört haben wird. Große Trübemengen durch ein Schöpfwerk zu heben, scheint mir unzulässig; ist die Trommel mit Löchern von 7 mm Durchmesser versehen — und nur sehr selten wird man gröberes Gold in europäischen Flüssen erwarten können — so ist die Abnutzung der Zentrifugalpumpe eine mäßige und wird durch die geringere Abnutzung der so viel kürzeren Baggerkette mehr als aufgewogen. Unter Umständen wird eine Doppeltrommel mit 5 mm und 25 mm Löchern Vorteile bieten. Der Minderbedarf an motorischer Kraft wird dabei nicht

gering sein, der Hauptvorteil wird aber darin liegen, dass man nun nicht mehr fürchten muss, die Schleusen mit Material zu überladen, sondern dass man die Trübe über mit Kokosmatten, Jute oder Bauernloden belegte Tafeln ausbreiten kann, was besonders dort von nicht zu unterschätzender Bedeutung ist, wo nur Flittergold in der Seife vorkommt, das durch den starken Wasserstrom der Schleusen leicht davongetragen wird. Bei der Verteilung der Trübe über die Tafeln kann man dann auch das Prinzip der Gleichfälligkeit zu einer, wenn auch nur rohen Sortierung verwenden und das Steigrohr der Zentrifugalpumpen in ein Spitzgerinne münden lassen, dessen einzelne Trichter durch eingelegte Flacheisenstäbe oder perforierte Bleche in der Länge beliebig beschränkt werden können. Wo

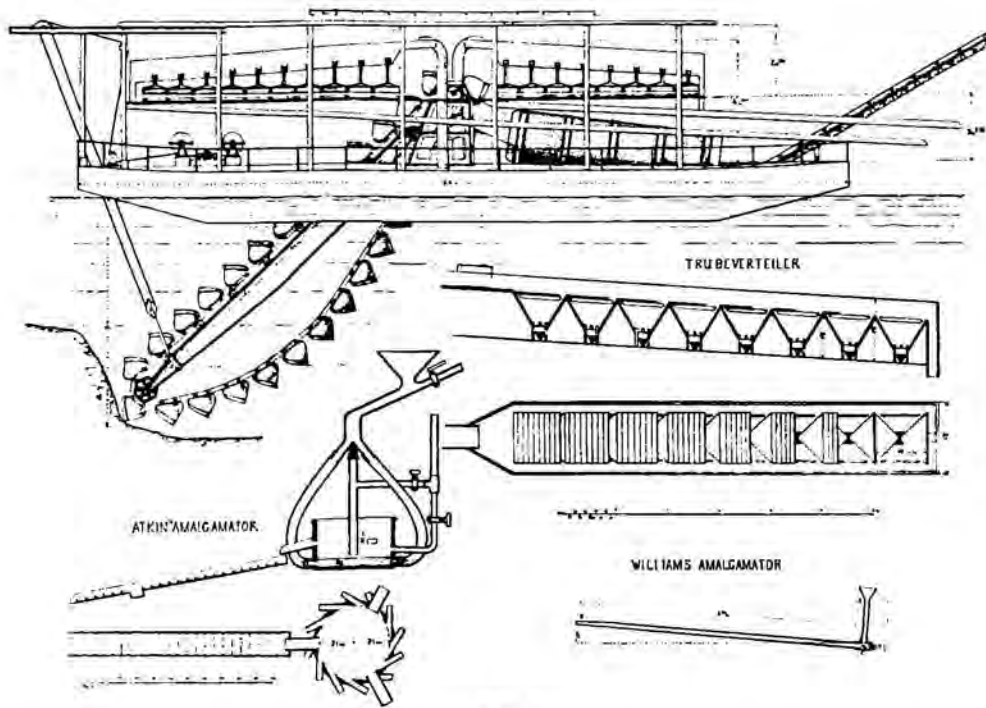


Fig. 8.

lästiger Magneteisensand sich bemerkbar macht und die Plachen belegt, so dass die Goldflitter keinen Halt mehr finden und in die wilde Flut geraten, kann man aber noch einen Schritt weiter gehen und eine kontinuierliche Plachenwäsche in der einfachen Form einrichten, wie sie Hofmann in Ruszkabánya 1844 und später Palmer in Oláhlaposbánya eingeführt haben. Die abgespritzten Schliche werden in diesem Falle zweckmäßigerweise kontinuierlich amalgamiert, sei es in Goldmühlen, sei es in anderen Apparaten. Von letzteren wurden mir zwei amerikanische Konstruktionen bekannt, die in europäischen Zeitschriften noch nicht veröffentlicht worden sind und die ich deshalb hier folgen lassen will. Die eine Vorrichtung, der William-Amalgamator<sup>17)</sup> besteht aus zwei Röhren von

75 mm lichter Weite, die im rechten Winkel zu einander geneigt sind. Der aufwärts stehende Schenkel A ist nahezu 1 m lang und erweitert sich oben zu einem Einlauftrichter. Der zweite Schenkel B ist 5,5 m lang, steigt 1:12 an und ist am Ausgussende flach elliptisch gedrückt. Beide Röhren sind durch ein T-Stück C verbunden, dessen dritte Öffnung mit einem Pfropfen P verschlossen ist und das ganze befindet sich in einem Rahmen, der durch Exzenter eine doppelte Schüttelbewegung erhält, eine auf- und abwärts gehende bei C, 200mal in der Minute und eine hin- und hergehende beim Ausguss B mit 300 Touren. Dieser Röhrenamalgamator wird mit so viel Quecksilber beschickt, als notwendig ist, um die Verbindung der beiden Röhren abzusperren, wenn er nicht bewegt wird. Durch die schüttelnde Bewegung wird ein Schwanken des Queck-

<sup>17)</sup> „Mineral Industrie“. 1900. A. Grothe: Gold dredging in the United States.

silberstratums hervorgerufen, wodurch die Kommunikation beider Rohrschenkel abwechselnd hergestellt und unterbrochen wird und die Schlichtrübe beim Passieren des Stratums ihr Gold an das Quecksilber abgibt. Im Falle von letzterem durch die vertikalen Stöße kleine Tröpfchen abgesondert und in der Trübe zerteilt werden, bewirkt die transversale Schüttelung des langen Austragrohres, dass sich diese wieder sammeln und in das Bett zurückfließen. Das Goldausbringen soll 96% betragen.

Ein anderer sehr sinnreicher und ohne motorische Kraft zu betreibender Entgoldungsapparat, dessen Kenntnis ich Herrn Felix Weißhuhn in Troppau verdanke, der ihn auf Baggern in Oroville, Cal. gesehen hat, ist der Atkin Patent Amalgamator. Er besteht aus einer gusseisernen Pfanne von 42 cm Durchmesser und 28 cm Höhe, über deren Boden zwölf tangential nach außen ablaufende Rohrstützen von  $\frac{3}{4}$  Zoll Weite angegossen sind. An diese Stützen werden ebenso starke Gummischläuche angesteckt, die in einen 50 cm über der Pfanne befindlichen Trübeverteiler münden, welchem die zu entgoldende Trübe in einem  $2\frac{1}{2}$  Zoll weiten Rohr zufließt. Durch geeignete Leitungen kann der in den Verteiler laufenden Trübe sowie der Pfanne zentral und seitlich Klarwasser zugeführt werden. In etwa 15 cm Höhe hat die Pfanne drei Ausläufe, von denen jeder in eine gusseiserne Amalgamierrieffel mündet. Wird nun in die Pfanne so viel Quecksilber eingetragen, als notwendig ist, um die zwölf tangentialen Trüberöhren abzusperrern, und führt man hierauf die zu amalgamierenden Schliche mit dem entsprechenden Klarwasser dem Verteiler zu, so wird das Quecksilber infolge des hydraulischen Überdruckes zurückgedrängt und das ganze Quecksilberbad durch die tangential einströmende Trübe in Drehung versetzt. Da das flüssige Metall immer wieder gegen die Wandung der Pfanne hindrängt, so werden hierdurch die Goldpartikel der Trübe unter sanftem Druck gerieben und ihre Amalgamation befördert. Durch das am Umfang und in der Mitte der Pfanne einströmende Klarwasser wird die Trübe, nachdem sie das Quecksilberbad passiert hat, weiter verdünnt, in Bewegung erhalten und zum Austrag gebracht. Die vorgesetzten Amalgamierrieffeln sollen weitere Gelegenheit bieten, entweichendes Gold, Amalgam oder Quecksilber aufzufangen.

Solche kontinuierliche Amalgamiervorrichtungen können auf einfache Weise diebstahl-sicher eingeschlossen werden, was bei intermittierenden nie möglich ist; die Einführung der endlosen Plache in die Goldbaggerei macht aber auch das expanded metal überflüssig, welches unumgänglich notwendig ist, wo Kokosmatten oder Jutestoffgewebe nur einmal in 24 Stunden, manchmal aber nur einmal wöchentlich abgenommen und ausgewaschen werden. Die geschlitzten Bleche verhindern wohl eine feste Ablagerung des Magneteisensandes, setzen dem Trübestrom aber großen Widerstand entgegen, weshalb nicht unter ein Gefälle 1:10 heruntergegangen werden kann, wenn die mitgeführten Graupen sicher abgeschwemmt werden sollen. Kann die Waschtrübe ohne andere Hindernisse, als sie in der Rauheit der Plache findet,

über diese hinabfließen, so genügt ein sehr geringer Neigungswinkel, um die größten Körner abzutragen, was, wie theoretische Untersuchungen lehren<sup>18)</sup>, von entscheidender Bedeutung für die Geringfügigkeit des Waschverlustes ist.

Auf einem Bagger der normalen Größe  $30 \times 8 m$  ist es möglich, wenn man das ganze Oberdeck mit Ausnahme des Raumes für den Elevator und für den Ausleger für die Wascherde frei hat, diese in zwei Reihen anzuordnen, und zwar in einer Gesamtbreite von effektiven 32,4 m. Auf dieser Breite kann man nach der Formel  $B = 500 q$  in der Stunde  $77\frac{3}{4} m^3$  verwaschen, was in den meisten Fällen einem Aufbringen von 259  $m^3$  Baggergut pro Stunde entspricht, also einer Leistung, bei der die Betriebskosten nach den angeführten Beispielen nur wenig über 19 h pro Kubikmeter ausmachen werden.<sup>19)</sup>

Ist die Wäsche somit durch die Teilung der Aufbringungsarbeit in zwei Phasen unvergleichlich leistungsfähiger geworden, so hat man dadurch noch einen anderen Effekt erzielt, der in der Baggerei sehr wohl-tuend empfunden werden wird. Der Schwerpunkt des ganzen schwimmenden Körpers, der bei dem hohen Aufbau der eisernen Gerüste für die Eimerleiter und die Trommel bei der bisher gebräuchlichen Konstruktion unheimlich hoch zu liegen kam, sinkt bei der ange-deuteten Type bis in den Rumpf der Pontons. Die Gefahr des Umkippen ist hierdurch ganz beseitigt und die seitlichen Schwankungen des Schiffskörpers, welche durch die Drehung des Elevators hervorgerufen werden, vermindern sich so sehr, dass ein Balancier von geringem Gewichte genügt, um sie auszugleichen. Dadurch, sowie durch die geringere Belastung der Pontons überhaupt, infolge der gekürzten Leiter und Eimerkette und des Fortfalls der schweren Gerüste wird der Tiefgang gering und ein Verschleppen durch die am Heck abgeleerten feinen Abfälle ausgeschlossen sein. Der Tiefgang wird zu einem Minimum, wenn auch die Schiffskessel beseitigt und durch eine stabile motorische Anlage am Ufer ersetzt

<sup>18)</sup> „Österr. Zeitschrift f. Berg- u. Hüttenwesen“, 1905, L. St. Rainer, die Verwaschung goldhaltiger Gerölle in Gerinnen.

<sup>19)</sup> **Gestehungskosten pro Kubikmeter:**

	auf kleinen Baggern:	auf großen Baggern:
Gehalte und Löhne . . . . .	Fr.s. 2 700 11,75 h	h 10 300 3,12 h
	22 000	3 300
Kohlen- und Schmiermaterial . . . . .	2 400 10,41 „	21 000 6,36 „
	22 000	3 300
Reparaturen u. Ersatzteile . . . . .	900 3,90 „	9 200 2,79 „
	22 000	3 300
Regie . . . . .	2 200 10,00 „	9 200 2,79 „
	22 000	3 300
Verzinsung u. Amortisation . . . . .	62 500 27,10 „	K 62 500 6,25 „
	220 000	1 000 000
	63,16 h	21,31 h
Jahresaufbringen . . . . .	220 000 $m^3$	1 000 000 $m^3$



werden, welche die nötige Kraft elektrisch transmittiert, was in Amerika immer mehr um sich greift. Der Leitungsverlust soll hierbei durch die bessere Ausnutzung und die billigere Zufuhr des Brennmaterials — von hydraulischen Motoren ganz abgesehen — nahezu wettgemacht werden.

Eine weitere Verbesserung in der Ausrüstung der Goldbagger betrifft die Anwendung von Zentrifugalpumpen zur Aufsaugung des goldhaltigen Sandes, der durch die baggernden Eimer niemals vollständig vom Untergrunde abgehoben werden kann und ohne die Anwendung dieses Mittels nur mit wesentlichem Verluste zu gewinnen ist. Der Saugkopf der Pumpe soll hierbei stets dem Eimerangriff nachfolgen, wobei es notwendig ist, zwei solcher Pumpen im Betriebe zu haben, von denen der Saugkopf der einen bei der Schwingung nach rechts auf dem Boden aufliegt, während das Saugrohr der zweiten gehoben ist und Klarwasser ansaugt. Bei der Schwingung nach links wird dann der rechtsseitige Saugkopf bis auf den Boden gesenkt und das Rohr der linksseitigen Pumpe aufgezogen. Die Verwendung zweier Pumpen ist schon deshalb geboten, weil die große Menge des benötigten Waschwassers 640 Sek./l nur durch eine Pumpe von ungewöhnlichen und unbequemen Dimensionen beschafft werden könnte.

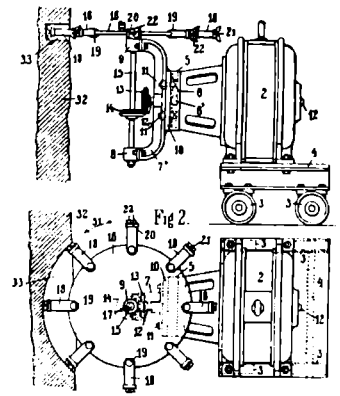
Das Endergebnis der kritischen Betrachtungen über den derzeitigen Stand und die Zukunft der Goldbaggerei in Europa ist die Erkenntnis, dass eine Baggertypen geschaffen werden kann, mit der man stündlich 250 m<sup>3</sup> Gerölle heben und verwaschen kann und dass in diesem Falle bei tadellos solider Konstruktion die Betriebskosten rund 12 h betragen. Die unvermeidlichen Betriebsstörungen abgerechnet und zwei Monate des Jahres wegen Vereisung ausgeschaltet, ergibt sich also ein Aufbringen von einer Million Kubikmeter jährlich und zuzüglich der Regie, der Verzinsungs- und Amortisationsquoten stellt sich die Höhe der Gesamtgestehungskosten auf 21 h oder 70 mg Rohgold im Kubikmeter.

Dieser Gehalt bezeichnet die unterste Grenze, bis zu der man in Europa Alluvien als bauwürdig bezeichnen kann, sie verdienen aber dieses Prädikat nur dann, wenn sie auch eine Kubatur von mindestens fünf Millionen Kubikmeter besitzen, damit ein großer Bagger vollständig amortisiert werden kann.

### Erteilte österreichische Patente.

Nr. 27 180. — Fa. A. Borsig in Berlin. — **Schräm- und Schlitzmaschine.** — Die Erfindung bezieht sich auf Schräms- und Schlitzmaschinen, bei denen an umlaufenden Armen oder Scheiben Werkzeuge beweglich angeordnet sind, und besteht darin, dass die Werkzeuge mit den umlaufenden Armen oder Scheiben so verbunden sind, dass sie durch die Fliehkraft gegen den Arbeitsstoss gedrückt werden. Es ist bereits eine Maschine zur Gewinnung von Kohlen in Grusform bekannt, bei der an einem aus mehreren Scheiben bestehenden walzenförmigen Werkzeuge eine Anzahl Klöppel pendelnd befestigt ist, die bei der Drehung des Werkzeugs durch die Fliehkraft gegen den Arbeitsstoss geschlagen werden. Im Gegensatz zu den bei dieser bekannten Maschine verwendeten Klöppeln werden bei der vorliegenden Erfindung Gezähne mit Spitzen

etwa von der Form einer Keilhaut verwendet. Die Anwendung der beweglich angeordneten Gezähne bei Schräms- und Schlitzmaschinen bringt den Vorteil mit sich, dass dem Werkzeug eine hohe Umlaufgeschwindigkeit gegeben werden kann, ohne dass Brüche der Gezähne oder der festen Arme oder Scheiben zu befürchten sind. Die Werkzeuge können also das Gut mit einer hohen Schnittgeschwindigkeit bearbeiten, ohne dass Rücksicht auf etwa vorkommende härtere Einsprengungen genommen zu werden braucht. Die gelenkige Anordnung der Gezähne hat den weiteren Vorteil, dass für die Beförderung der Maschine in die Grube und innerhalb der Grube nicht der volle, bei der Arbeit in Betracht kommende Durchmesser des Werkzeuges zu berücksichtigen ist, sondern dass nur der Durchmesser der festen Arme oder Scheiben des Schrämrades durch die gegebenen Querschnitte hindurchzugehen braucht. Im allgemeinen wird die Fliehkraft genügen, um den erforderlichen Arbeitsdruck herzustellen. Jedoch können auch Federn, Luftpuffer u. dgl. die zum Andrücken erforderliche Kraft ausüben. Die Schrämmaschine besteht aus einem beliebigen Motor 2, der auf einem mit Rädern 3 versehenen Wagen 4 befestigt ist. Das Gehäuse des Motors 2 hat vorn eine runde Platte 5, in der sich ein kreisförmiger Schlitz 6 befindet, der an seinem Grunde weiter ist als an der Oberfläche der Platte 5. Ein Lagerbock 7 mit zwei Lagern 8 und 9 hat eine runde Grundplatte 10 von demselben Durchmesser wie die Platte 5. Die Platte 10 ist an der Platte 5 durch Schrauben 11 oder andere geeignete Mittel befestigt. Die Köpfe dieser Schrauben werden durch eine seitliche Öffnung 6' in den kreisrunden Schlitz 6 eingeführt. Infolgedessen kann der Lagerbock 7 beliebig gedreht werden, wenn die Schrauben 11 gelöst sind. Auf der Welle 12 des Motors sitzt ein Kegelrad 13. Es kämmt mit einem Kegelrad 14, das auf der Welle 15 des Schrämswerkzeuges sitzt. Die Welle 15 ist in den Lagerbock 7 drehbar gelagert, jedoch so, dass sie sich in ihrer Längsrichtung nicht verschieben kann. Auf der Welle 15 ist eine Scheibe 16 mit einer Nabe 17 befestigt. Diese Scheibe hat an ihrem Umfang acht Arme 18 angeordnet, die durch Gelenkbolzen 19 mit der Scheibe 16 verbunden sind. Statt acht Arme 18 kann auch nur ein einziger oder jede andere beliebige Anzahl angewendet sein. Die Gelenkbolzen 19 sind so eingerichtet, dass sich die Arme 18 leicht um die Mittellinie der Bolzen 19 drehen können. An den Enden der Arme 18 sind irgendwelche geeignete Werkzeuge vorgesehen. Vorzuziehen ist eine Form der Werkzeuge, bei der die schneidenden Kanten der Werkzeuge über die Seitenflächen sowohl der Arme 18 als der Scheibe 16 hinausstehen und auch über die Enden der Gelenkbolzen vorragen. Auf der Zeichnung (Fig. 1. u. 2) bestehen die Werkzeuge aus einer Platte 20, die in einen schwalbenschwanzförmigen Schlitz der Arme 18 von der Seite eingeschoben und durch eine Schraube 21 befestigt ist. Mit der Platte 20 aus einem Stück sind zwei Schneiden 22 geschmiedet, von denen die eine nach oben und die andere nach unten hervorsteht.



etwa von der Form einer Keilhaut verwendet. Die Anwendung der beweglich angeordneten Gezähne bei Schräms- und Schlitzmaschinen bringt den Vorteil mit sich, dass dem Werkzeug eine hohe Umlaufgeschwindigkeit gegeben werden kann, ohne dass Brüche der Gezähne oder der festen Arme oder Scheiben zu befürchten sind. Die Werkzeuge können also das Gut mit einer hohen Schnittgeschwindigkeit bearbeiten, ohne dass Rücksicht auf etwa vorkommende härtere Einsprengungen genommen zu werden braucht. Die gelenkige Anordnung der Gezähne hat den weiteren Vorteil, dass für die Beförderung der Maschine in die Grube und innerhalb der Grube nicht der volle, bei der Arbeit in Betracht kommende Durchmesser des Werkzeuges zu berücksichtigen ist, sondern dass nur der Durchmesser der festen Arme oder Scheiben des Schrämrades durch die gegebenen Querschnitte hindurchzugehen braucht. Im allgemeinen wird die Fliehkraft genügen, um den erforderlichen Arbeitsdruck herzustellen. Jedoch können auch Federn, Luftpuffer u. dgl. die zum Andrücken erforderliche Kraft ausüben. Die Schrämmaschine besteht aus einem beliebigen Motor 2, der auf einem mit Rädern 3 versehenen Wagen 4 befestigt ist. Das Gehäuse des Motors 2 hat vorn eine runde Platte 5, in der sich ein kreisförmiger Schlitz 6 befindet, der an seinem Grunde weiter ist als an der Oberfläche der Platte 5. Ein Lagerbock 7 mit zwei Lagern 8 und 9 hat eine runde Grundplatte 10 von demselben Durchmesser wie die Platte 5. Die Platte 10 ist an der Platte 5 durch Schrauben 11 oder andere geeignete Mittel befestigt. Die Köpfe dieser Schrauben werden durch eine seitliche Öffnung 6' in den kreisrunden Schlitz 6 eingeführt. Infolgedessen kann der Lagerbock 7 beliebig gedreht werden, wenn die Schrauben 11 gelöst sind. Auf der Welle 12 des Motors sitzt ein Kegelrad 13. Es kämmt mit einem Kegelrad 14, das auf der Welle 15 des Schrämswerkzeuges sitzt. Die Welle 15 ist in den Lagerbock 7 drehbar gelagert, jedoch so, dass sie sich in ihrer Längsrichtung nicht verschieben kann. Auf der Welle 15 ist eine Scheibe 16 mit einer Nabe 17 befestigt. Diese Scheibe hat an ihrem Umfang acht Arme 18 angeordnet, die durch Gelenkbolzen 19 mit der Scheibe 16 verbunden sind. Statt acht Arme 18 kann auch nur ein einziger oder jede andere beliebige Anzahl angewendet sein. Die Gelenkbolzen 19 sind so eingerichtet, dass sich die Arme 18 leicht um die Mittellinie der Bolzen 19 drehen können. An den Enden der Arme 18 sind irgendwelche geeignete Werkzeuge vorgesehen. Vorzuziehen ist eine Form der Werkzeuge, bei der die schneidenden Kanten der Werkzeuge über die Seitenflächen sowohl der Arme 18 als der Scheibe 16 hinausstehen und auch über die Enden der Gelenkbolzen vorragen. Auf der Zeichnung (Fig. 1. u. 2) bestehen die Werkzeuge aus einer Platte 20, die in einen schwalbenschwanzförmigen Schlitz der Arme 18 von der Seite eingeschoben und durch eine Schraube 21 befestigt ist. Mit der Platte 20 aus einem Stück sind zwei Schneiden 22 geschmiedet, von denen die eine nach oben und die andere nach unten hervorsteht.

Nr. 27 067. — John Burch Archer in Kensington (V. St. A.). — **Einrichtung zur Zuführung von Verbrennungsluft in Feuerungsanlagen.** — Die Erfindung bezieht sich auf eine Einrichtung zur Zuführung von Verbrennungsluft in Feuerungsanlagen für feste Brennstoffe, wie z. B. bituminöser Kohle, zur Erzielung vollkommener Verbrennung und besteht darin, dass dem Brennstoff und insbesondere den Gasen, die aus der auf dem Kost der Feuerkammer liegenden Kohlenschicht aufsteigen, von verschiedenen Richtungen 16, welche Tangenten an