

HUR ETT SPRÄNGÄMNE KAN FÖRBILLIGA GRUV-
DRIFTEN OCH ÄNDÅ VERKA DYRT.

Per-Anders Persson

DS 1972:2

27.1.1972

STIFTELSEN
SVENSK DETONIKFORSKNING
SWEDISH DETONIC RESEARCH FOUNDATION

VINTERVIKEN — 117 48 STOCKHOLM
SWEDEN

HUR ETT SPRÄNGÄMNE KAN FÖRBILLIGA GRUV- DRIFTEN OCH ÄNDÅ VERKA DYRT.

Per-Anders Persson

DS 1972:2

27.1.1972

Sammanfattning

Frågan om de ekonomiska för- och nackdelarna med ett visst sprängämne blir ofta föremål för het diskussion, nu senast i anslutning till ANFO- och slurrsprängämnen (1, 2). Föreliggande artikel har föranletts av de uppenbara motsägelserna i de synpunkter, som förts fram av olika författare. Utomstående specialister tenderar ofta att förenkla problemet i överkant. De problem som uppstår vid arbetet med att optimera ett bergbrytningsarbete är vida mer komplicerade (och betydligt mer spännande också, för den delen) än frågan om vänstra ledet i en fysikalisk-kemisk ekvation är positivt eller negativt. Gruvbranschens män befinner sig i allmänhet i ett bättre läge än någon annan för att avgöra om ett visst sprängämne minskar deras driftskostnader eller ej.

Till sitt förfogande har de nu en växande arsenal av datorprogram och andra metoder för beräkning av laddning och borrhplaner. Sprängämnestillverkaren, som bör kunna ge indata för sina sprängämnen för sådana beräkningar, befinner sig i dag i en unik utgångspunkt för utveckling av helt nya sprängämnessystem avpassade efter gruvornas krav. Stora fördelar kan uppnås om denna utveckling kan göras i förtroendefull samverkan mellan gruvornas och sprängämnestillverkarens ingenjörer.

Inledning

Utomstående experter söker ofta göra intryck av att begripa sig på gruvdrift bättre än branschens egna män. Trots detta blir de vaga och obestämda i sina uttalanden när de tillfrågas om t.ex. vilket sprängämne som bäst lämpar sig för gruvdrift. Den förstnämnda attityden är förståelig, mänsklig, men ousäktlig. Den andra attityden är, vilket kommer att framgå av det följande, förlåtlig, men kanske svårbegriplig, särskilt med hänsyn till att dynamiten uppfanns 1867, ANFO samma år och det första vattensprängämnet utan explosiva beståndsdelar år 1901 /3,4,5/.

I föreliggande artikel hävdar vi att en kostnadsberäkning blir meningslös, om den inte utförs av personer som har tillgång till alla indata för gruvvan i fråga, dvs. gruvingenjörer och -driftsledare. Sprängämnesexperterna bör stå till tjänst med goda, säkra system av utrustning och sprängämnen testade ute på fältet, samt med nödvändiga data som kan tjäna som grund för pålitliga och sunda kostnadskalkyler. Sådana kalkyler kan mycket väl komma att visa att ett visst sprängämne, som gör driften billigare i en gruva, i en annan kan komma att öka kostnaderna på grund av de olika speciella betingelser som råder i olika gruvor.

Den typiska gruvan

Vi tänker oss en stor, typisk gruva. Finns det då något sådant som en stor, typisk gruva? Säkerligen inte. Varje stor eller liten gruva världen över har sina egna, speciala arbetsbetingelser. En har höga arbetslöner, en annan dåligt berg, en tredje ett mycket hett klimat, en fjärde temperaturer långt under nollstreck och inget dagsljus under långa tider på året. Det enda de har gemensamt är en rätt stor stab av skickliga gruvingenjörer och -driftsledare, av vilka var och en i kraft av sin kapacitet valts ut för att fullgöra sin del av det ytterst komplicerade arbete som modern gruvdrift innebär. Deras syfte är kanske att få ut största möjliga mängd malm från berget till lägsta möjliga kostnad. Det kan också vara viktigt för dem att smidigt kunna anpassa brytningen till efterfrågan. Det är mycket troligt, att de har en rad viktiga bivillkor att ta hänsyn till, som t.ex. anställningssituationen på lång sikt i det aktuella området. De måste se långt in i framtiden och försöka gissa vilka priser på råmaterial och vilka malmtyper som kommer att dominera om 10 år, och de måste hålla sig väl underrättade om nyheter i utvecklingen inom metallurgi och fabrikationsteknik.

Det finns med all säkerhet inga enkla, allmängiltiga svar och lösningar på frågan om hur en gruva skall drivas på bästa sätt. Även det interna beslutsfattandet i dagens stora företag har i verkligheten svällt ut till en alltmer komplicerad och mångfacetterad process som berör ett stort antal personer, och avlägsnat sig långt bort från den enmansshow vi alla har en tendens att tro det vara.

I ett sådant läge är det absolut nödvändigt att gruvbranschens män får tillgång till goda, pålitliga indata samt redskap för kostnadsberäkningar, så att de själva kan utföra kostnads- contra produktionsoptimeringen. Det är också nödvändigt att de produkter som erbjuds för försäljning till dem är praktiska, omsorgsfullt testade och säkert fungerande system. Sådana system måste inkludera stor praktisk pålitlighet samt garantier för att tillverkningskapacitet och distributionssystem byggs ut i takt med efterfrågan.

Förbättring av atmosfären under jord

Vid bergbrytning under jord, särskilt i stora, djupa gruvor, ökar svårigheterna alltmer i samband med de problem som rör ventilation och luftföroreningar under jord. Där lastning och transport sker med dieseldriven utrustning och ANFO utnyttjas för själva sprängningsarbetet, visar en grov uppskattning att omkring 10% av den underjordiska brännoljaförbrukningen förbränns i ANFO-sprängämnet, 90% i truckar och lastare. För varje kilogram dieselolja som förbränns i en truck under jord krävs att åtskilliga tusen kilogram eller kubikmeter ventilationsluft leds ner i gruvan genom kilometerlånga gångar. Sprängämnets reaktionsprodukter utgör en del av luftföroreningsproblemet under jord där ett sådant existerar, i all synnerhet som spränggaserna utvecklas intermittent.

Beroende av sprängämnets beståndsdelar utvecklas olika mängder och slag av luftförorenande reaktionsprodukter. Utvecklingen av sådana påverkas också av förpackningsmaterialet kring laddningen, och dess relativa vikt, sprängämnets benägenhet att detonera samt fyllnadsgrad och förladdning i borrhålet. Prov med avseende på skadliga gaser bör utföras för varje enskilt sprängämne - först i laboratorieskala, därefter genom mätningar vid sprängningar under jord och slutligen som kontroll vid produktionssprängningar.

När han erbjuder ett nytt sprängämne för försäljning att användas under jord bör en ansvarskännande sprängämneshantering ha utfört (och vara villig att visa gruvmannen för granskning) skjutningar i full skala där koncentrationen av skadliga gaser som bildats vid reaktion uppmätts.

För varje nytt sprängämne justeras normalt dess slutliga sammansättning och konsistens för att ge ett minimum av luftförorening. Optimering av gruvdrift utgör emellertid^{ett} ett komplext problem, där t.ex. betydande insatser kan vara befogade om de leder till att atmosfären under jord förbättras. Den snabbaste vägen till sådana förbättringar är en intim samverkan mellan sprängämnesfolk och gruvbranschens män. Sprängämnesexperterna känner till för litet av återstoden av problemet för att deras stora potential av kemiskt och fysikaliskt kunnande skall komma till sin rätt utan sådan samverkan. Gruvingenjören har kanske heller inte alltid möjligheten att själv samla in detta kunnande för att på egen hand lösa ett akut problem när det dyker upp.

Sprängstyrka

Inom det speciella område, som sprängämnen och sprängningsarbeten utgör, finns behov av ett mått på brytförmåga eller sprängstyrka för olika sprängämnen att användas som ett ingångsvärde vid kostnadsberäkningar.

Den grundläggande mekanismen vid bergsprängning är nu ganska väl kartlagd /6,7,8,9/. Vi behöver inte längre bekymra oss om detaljer i själva mekanismen för detonation eller i stötimpendansförhållandet mellan berg och sprängämne. Dessa faktorer påverkar stabiliteten i detonationsförloppet och måste sålunda tas i beaktande om man skulle använda ett sprängämne vid en laddningsdiameter nära den kritiska. Detta är emellertid ett område som vi med bred marginal önskar hålla oss bort ifrån om vi vill ha pålitligt och väl fungerande system. Det finns nu gott om experimentella resultat som visar, att explosionsenergin eller explosionsvärmets utgör den ena betydelsefulla faktorn i sprängstyrkan vid praktiska sprängämnesarbeten i gruvor, medan gasvolymen utgör den andra. Prov, utförda bl.a. av Langefors och Kihlström /10/ har gett följande uttryck för sprängstyrkan

$$s = \frac{5}{6} \frac{Q}{Q_0} + \frac{1}{6} \frac{V_g}{V_0} \quad (1)$$

där $Q_0 = 5000 \text{ kJ/kg}$ och $V_0 = 0.850 \text{ m}^3/\text{kg}$ utgör värdena på explosionsenergin resp. gasvolymen hos det standardsprängämne som använts vid jämförelsen, nämligen en svensk dynamit kallad LFB dynamit^{x)}. Vid omräkning av sprängstyrkan till 94.4/5.6 AN/FO som referenssprängämne dividerar vi s-värdet med 0.84 eller, om vi skulle vilja använda spränggelatin med 50/50 nitroglycerin/nitroglykol som referens, dividerar vi s-värdet med 1.27.

x/ LFB-dynamit är det registrerade varumärket för en plastisk dynamit med låg fryspunkt, som innehåller 35% nitroglycerin/nitroglykol och har AN som oxidationsmedel. Det har numera ersatts av de mer okänsliga plastiska Dynamex-sprängämnena som har ungefär samma sprängstyrka.

Dessa faktorer utgör de experimentella erhållna s-värdena för ANFO respektive spränggelatin (tabell 2). Den fysikaliska betydelsen av ekvationen (1) är helt den att en 10-procentig ändring i explosionsenergi ger en 4-5 ggr större effekt på sprängstyrkan än vad fallet blir om gasvolymen ändras med 10%. Siffrorna för olika syrebalanserade sprängämnen har testats i Sverige och utomlands vid sprängningsarbeten i stor skala med mycket stora sprängämnesmängder och i olika typer av berg (tabell 2).

Beräkningen av explosionsenergi och gasvolym är särskilt enkel för denna typ av syrebalanserade sprängämnen, då reaktionsprodukterna är enkla och inte ändras med tryck och temperatur. Tabell 1 ger några värden för sådana beräkningar vid syrebalans för ett urval av beståndsdelar ingående i moderna sprängämnen.

Vid användning av aluminium för ökad sprängstyrka eller av höga TNT-halter för större känslighet är det ibland fördelaktigt att avstå från syrebalans och i stället använda sig av syrefattiga blandningar. Beräkningarna kompliceras då något, eftersom i sådana fall en viss hänsyn måste tagas till laddningstätheten samt de obetydliga förändringar i sammansättning som kan äga rum vid expansionen, särskilt vid överskottsmängder av kol. Ingen tillverkare av sprängämnen torde emellertid ha några svårigheter att ge sin kund korrekta experimentella eller teoretiska värden på energi och gasvolym även för sådana blandningar. Ett undantag kan aluminium-sprängämnen vara. Av olika orsaker, av vilka en del behandlats utförligt av Cook /11/ och andra ännu inte blivit klarlagda, kan man inte alltid i praktiken tillgodogöra sig den höga teoretiska energin i reaktionen mellan aluminium och syre. Detta är i synnerhet fallet med syrefattiga sprängämnesblandningar.

Metoder för att bestämma sprängstyrkan

I sådana fall använder man sig av olika metoder för att bestämma sprängstyrkan i syfte att kontrollera de beräknade värdena på energi och gasvolym. Då det inte finns någon metod som kan sägas utgöra en exakt modell av bergsprängning i stor skala, får man ta sin tillflykt till ett flertal metoder. Tidigare utgjorde den ballistiska mörsaren samt Trauzl- eller blyblocksprovet bekväma metoder att använda på dynamit /7/. Då endast små sprängämnesmängder på 5 á 10 gram behövdes, var dessa metoder väl lämpade för laboratorieexperiment.

I dag ger de små mängderna upphov till problem då vi har att göra med sprängämne, som visserligen prompt och pålitligt detonerar i borrhål på 5" eller 10", men inte i en 1 1/2" pappersladdning. Man har i stället

övergått till provskjutningar under vatten, varvid laddningar på 5 eller 10 kg används. Vid dessa prov beräknas energi ur mätvärdena på tiden från detonationen till kollapsen av den gasbubbla, som bildats av reaktionsprodukterna, samt från vattenstötvågens amplitud och rörelsemängd. En annan användbar teknik är rörutvidgningsprovet, där ett tjockväggigt rör av stål eller aluminium med lämplig inre och yttre diameter fylls med det sprängämne som skall undersökas. Analys av registreringar av rörväggs radiella acceleration och utvidgningshastighet ger information om den tillgängliga explosionsenergin. Fig. 1 visar ett Kerrcell-foto av ett sådant rör, medan fig. 2 visar en beräkning av rörväggs rörelse, erhållen med dator^{x)}.

Hur mycket som än kan härledas ur teorier och sådana prov, kommer ändå det slutliga provet på ett sprängämnets styrka att vara prestationen vid sprängning i praktiken i stor skala. Det är vanligen omöjligt att dra slutsatser från en enda sprängning eller en liten serie provskott på grund av variationer i bergets beskaffenhet samt tillfälliga skillnader i exakthet vid borrning och i mätningen av slutresultatet: kostnader och kapacitet i gruvan som helhet. Man bör inte nöja sig förrän man fått in resultat från flera månaders eller ett års arbete, varvid man helst bör inkludera en jämförelse med tidigare resultat erhållna med andra, välkända sprängämnen.

Kostnadsberäkning för borrning och sprängning

Det har betonats ovan att ingen utomstående kan utföra kostnadsanalyserna för gruvingenjörer och -driftsledare. Ingen annan har samma fullständiga insyn i den komplicerade karaktären hos arbetet/driften och i de betingelser som beror av tidigare fattade beslut, befintlig utrustning och planerade ändringar i driften.

Lyckligtvis förfogar vi nu över en hel arsenal av beräkningsmetoder som inte fanns att tillgå för 10 år sedan. Grunden till sådana beräkningar har redovisats av bl.a. Langefors och Kihlström i det banbrytande arbetet "The Modern Technique of Rock Blasting" /8/.

Bestämningen av laddningsmängder, som dittills hade varit något av ett trolleri utfört av sprängbasarna, fördes bl.a. genom denna bok inom räckhåll för ingenjörsvetenskapen, förutsägbara och möjliga att beräkna som varje annat ingenjörstekniskt problem. Dessa metoder har nu prövats under mer än ett decennium och vi kan lugnt säga att de fungerar mycket bra.

x) IBM 360/75

Dessa metoder programmeras nu i allt ökande utsträckning för snabba beräkningar med dator. En liten skrivbordsdator är ofta allt som behövs.

I det följande kommer vi att jämföra värdena för borrhnings- och sprängningskostnaderna hos olika sprängämnen. Dessa redovisas i tabell 3 a. Jämförelsen har gjorts för tre vitt skilda typer av sprängningsarbete, nämligen pallsprängning med grova hål i dagbrott, långhålsbrytning med liten håldiameter under jord, samt tunnelsprängning. Vi har på ett någorlunda realistiskt sätt låtit borrhningskostnaden variera med håldiametern, medan däremot priset på varje sprängämne inklusive laddningskostnaden för enkelhets skull hållits konstant. Avsikten är mera att belysa möjligheterna till stringenta jämförelser än att redovisa siffror.

a. Grova hål, dagbrott

Tabell 4 ger en jämförande kostnadsberäkning för borrhning och sprängning med olika typer och kombinationer av sprängämnen i 10" hål, pallhöjd 15 m, dagbrott. Laddningsdata, sprängstyrka och kostnader för sprängämnen återfinnes i tabell 3 b. Det första och enklaste sättet består i att den ungefärliga totala kostnaden beräknas på grundval av värdena på sprängämnets sönderbrytningsförmåga, pris och borrhningskostnad, varvid antages att endast en sprängämnestyp skulle utnyttjas för hela sprängningen. Detta görs bäst genom att förutsätta en konstant specifik laddning för hela bergvolymen, i vårt exempel (i i tabell 4) 1.52 kg ANFO-ekvivalent per fast kubikmeter berg. Med hjälp av den lilla skrivbordsdatorn^{x)} förfinar vi sedan vår beräkning så att vi får med ytterligare faktorer i beräkningen, t.ex. uppdelningen i botten- och pipladdnings-sprängämnen, borrhålsavvikelse etc. Det detaljerade resultatet visas i tabell 5, beräknad kostnad under 2 i tabell 4. Datorprogrammet har utarbetats av N. Lundborg vid Stiftelsen Svensk Detonikforskning /13/.

Därefter betraktar vi det närmast kända exemplet på en sprängning i full skala. Vi ser att datorprogrammet har givit lägre specifik laddning och större volym per hål än i praktifallet med samma sprängämnen.

Styckefallet har också blivit relativt grovt, med en beräknad medelkantlängd hos skuten av mer än en meter. Vid en mera noggrann beräkning borde hänsyn tagas (vilket programmet medger) till det vid stora pallsprängningar av denna typ speciellt höga kravet på sönderslagningen. Den

x/ Hewlett Packard 9100 B

aktuella krossen har en öppning på 1.2 m.

Driftledaren har nu en utgångspunkt från vilken han kan göra sina egna kostnadskalkyler. Skulle han ha överkapacitet i borrhning, kan han finna det fördelaktigt att använda ANFO eller Al-ANFO för att bibehålla så låga kostnader som möjligt även vid låg produktionstakt. Han kan kanske t.o.m. blanda sprängämnet själv om hans tid och övriga betingelser medger detta. Skulle han å andra sidan ha problem med att få ut tillräckligt mycket produktion från en given borrhutrustning, kan han i stället välja att använda en slurry med hög energi och täthet som bottenladdning för att kunna få ner antalet borrhål för samma salva till hälften.

b. Liten diameter, långhålsbrytning under jord

En illustration till det meningslösa i att göra alltför generaliserande uttalanden om sprängningskostnader visas i tabell 6, som redovisar en jämförande kostnadsberäkning för borrhning och sprängning med olika sprängämnen vid brytning under jord med långa 1.5"-2" hål. Jämfört med resultaten för grova hål i dagbrott (tabell 4) ser vi att ordningsföljden mellan sprängämnena vad kostnaden beträffar blir omkastad. På grund av de relativt högre borrhningskostnaderna blir sprängning i hål med liten diameter oftast billigast med sprängämnena som har hög täthet och hög energi, åtminstone om hänsyn tas till borrhnings- och sprängningskostnaderna enbart. Emellertid kan driftsledaren finna, något som man tydligen kom underfund med vid LKAB, Kiruna, Sverige, att vinsterna från det mekaniserade laddningssystem i stor skala, som möjliggjordes tack vare ANFO-alternativet, mer än uppvägde de extra utgifterna för borrhning.

c. Tunnel- och ortdrivning

Ortdrivning är kanske det svåraste fältet av alla när det blir aktuellt att göra pålitliga jämförelser mellan olika metoder eller sprängämnen. Detta har delvis sin orsak i att beräkningen av laddnings- och borrhplaner blir omständigt om den utförs manuellt, delvis i de kraftiga begränsningar som ges av förefintlig utrustning och geometriska faktorer, och delvis också i den stora bonus man har på snabbhet speciellt vid anläggningsarbeten och vilken premierar system som medger snabb borrhning och laddning.

Fig. 3 visar en jämförelse mellan en borrhplan, parallellhålskil, för en 25 m² tunnel som utnyttjas i praktiken, samt en borrhplan beräknad och uppritad med dator för samma tunnel. Datorn^{x)} som använde ett program /12/ utarbetat av Stiftelsen Svensk Detonikforskning, Atlas Copco AB, Nitro Nobel AB och Nitro Consult AB i samarbete, matades med indata för sprängämnen från tabell 3 tillsammans med indata för håldiameter och tunnelprofil. Programmet beräknar och skriver ut för varje hål hålläge,

vikterna för botten- resp. pipladdning samt andra relevanta data, t.ex. kostnader och sprängämnesförbrukning. Tabell 7 ger en sammanfattning av resultaten från beräkningar med dator samt indata utskrivna av datorn för håldiameter och sprängämnen använda i praktiken.

Tabell 8 visar en jämförande kostnadsberäkning med dator för olika sprängämnen per kubikmeter fast berg vid tunnelbygge. I denna tabell ges också för jämförelse den kostnad man får vid den enkla metod som går ut på att bottenladdningens specifika laddningsvärde hålls konstant, medan håldiametern varierar för att mängden nödvändig bottenladdning skall uppnås vid samma hållängd för alla sprängämnen.

Vi betonar än en gång att för att dessa siffror skall få någon mening i samband med brytning i praktiken, måste de insättas i sitt rätta sammanhang bland mängden av andra data i den totala kostnadsberäkningen för en viss gruva.

d. Allmänt

Pelardiagrammet i fig. 4 visar de relativa kostnaderna för borrar och sprängning med olika sprängämnessystem. Dessa kostnader förhåller sig i genomsnitt, grovt räknat, vid dagbrott, långhålsbrytning under jord respektive tunnelbyggen till varandra som 1:3:9. Dessa förhållanden beror dels på skillnaden i borraringskostnad mellan grova och smala hål och dels på det mindre fullständiga utnyttjandet av borrhålen vid tunnelsprängning än vid långhålsbrytning under jord.

Fig. 4 visar vidare att den lägsta kostnaden uppnås för olika sprängämnen i olika tillämpningar redan när vi tar hänsyn till borrarings- och sprängningskostnaderna enbart. I våra exempel ger ANFO den lägsta kostnaden vid dagbrott, medan vid långhålsbörning Reolit A10 skulle vara billigast, tätt följd av Dynamex. Vid tunnelbyggen slutligen ger kombinationen av Dynamex och Nabit den lägsta kostnaden.

Styckefall, mullbildning och total optimering

I gruvdrift, liksom också i allt ökande utsträckning vid byggnadsarbeten, följer på sprängningsarbetet en fortsatt mekanisk behandling av berget eller malmen. Den första av dessa är sekundärsprängning eller skutsprängning, följd av lastning, transport, mekanisk krossning samt olika graderings- och sorteringsarbeten.

Sekundärsprängning, en behandling som berör endast ett fåtal procent av den totala bergvolymen, är utan jämförelse den dyrbaraste metoden för storleksminskning. I många stenbrott är mängden av den arbetskraft och maskintid, inte minst vid utlastningen som sammanhänger med skutbehandling ofta lika stor som eller t.o.m. större än den som krävs för det övriga sprängnings- och lastningsarbetet. Klagomål från grannar över störningar från stenbrott beror ofta på omfattande och bullersam skutsprängning snarare än på huvudsalvorna.

Vi vet med säkerhet att faktorer som storleken på försättningen, förhållandet mellan hålavstånd och försättning, längden av förladdningen eller hålets oladdade del samt laddningsvikten (uttryckt t.ex. i ANFO-ekvivalenter) samtliga påverkar mängden av skut liksom styckefallet i allmänhet. Det är kanske omöjligt att eliminera skut helt, men den totala optimeringen måste givetvis beakta skutfaktorn.

Styckefallet är av stor betydelse, särskilt när man ser till kapaciteten hos grävnings-, transport och primärkrossmaskineriet. Vid omsorgsfullt kontrollerade prov i full skala med stort hålavstånd (stort E/V) fann vi att lastningskapaciteten kunde ökas med 10-15% som ett resultat av en förbättring i styckefallet vid oförändrad specifik laddning eller oförändrat hålanttal. Vid jämförelse av olika sprängämnessystem måste man ta hänsyn till och bedöma effekterna från styckefallet förorsakade av skillnader i hålmönster vid olika sprängstyrka.

Vid gruvbrytning, särskilt vid vissa slag av järnmalmsbrytning är det ofta fördelaktigt att hålla en så låg halt av mull som möjligt i den utvunna malmen. Experiment som utförts vid LKAB, Kiruna /14/ visar att mellan 5 och 10 procent av den slutliga, totala mullmängden produceras vid själva sprängningen, medan återstoden uppkommer vid den fortsatta behandlingen. Även om detta procenttal i och för sig är litet, kan den ekonomiska förlust, som uppstår genom att onödigt stora mängder malm förvandlas till mull vid användandet av en alltför våldsam sprängningsteknik, bli ansevärd. Vi måste i så fall beakta även denna faktor i vår slutliga kostnadsberäkning.

När det gäller att fatta avgörande beslut om anskaffandet av krossar, lastmaskiner, truckar, lastnings- och borrarutrustning av en viss storlek, eller när man bestämmer sig för vilket sprängämne som skall användas vid ett nytt gruvarbete, blir frågan om styckefallet av stor betydelse. Datorberäkningar i stil med vad som beskrivits ovan kan till en viss grad tjäna driftsledaren till vägledning. Ingen utövare av gruvmannayrket skulle emellertid på allvar tänka sig att fatta ett sådant beslut utan att med egna ögon sett hur liknande arbeten ter sig i praktiken och utan att ha råd-

slagit med kollegor engagerade i sådana arbeten.

Trots att vi alltså nu förfogar över en hel arsenal av hjälpmedel för beräkning, som kan utnyttjas av gruvingenjören i hans kostnadsprognoser, måste ändå värden beräknade ur resultat, erhållna i praktiken, fortfarande användas som en ovärderlig och betydelsefull kontroll.

REFERENSER

1. Lansdale, J.R. "How dry mix explosives can shave costs", E/MJ, July 1971, page 77.
2. Cook, Melvin, A. "How dry mix explosives can increase costs - even in dry holes", E/MJ, September 1971, page 140.
3. Nobel, A. British patent no 1345, 1867.
4. Norrbin, J.H., and Olsson, J. Swedish patent May 31, 1867.
5. Sohlman, R. Swedish patent no 14288 (1901).
6. Persson, P.A., Lundborg, N., and Johansson, C.H. "The basic Mechanism in Rock Blasting". Proceedings, 2nd Int. Congress of the Int. Soc. of Rock Mechanics, Belgrade, 1970.
7. Johansson, C.H., and Persson, P.A. "Detonics of High Explosives". Academic Press, London & New York 1970.
8. Langefors, U., and Kihlström, B. "The Modern Technique of Rock Blasting". John Wiley & Sons, New York, Almqvist & Wiksell, Stockholm, 1963.
9. Persson, P.A., Kihlström, B., and Ladegaard-Pedersen, A. "The Influence of Borehole Diameter on the Rock Blasting Capacity of an Extended Explosive Charge". Int. J. Rock. Mech. Min. Sci. 6, 227 (1969).
10. Langefors, U., Kihlström, B., and Ahrenfeldt, F. "Blasting experiments in Fogdö" (In Swedish) Nitroglycerin AB report TM 36, 1952. (see also reference 7 and 8).
11. Cook, Melvin, A. "Maximum available energy or "strength" of High Explosives". Australian Mining, December 1970, page 51.
12. Ouchterlony, F., and Qvarström, H. Computer program for drill- and charge plans in tunneling with parallell cut. Swedish Detonic Research Foundation Report DS 1970:20. (Atlas Copco report TM Z-185) (In Swedish).
13. Lundborg, N. Computer program for charge calculation in bench blasting. Swedish Detonic Research Foundation Report DS 1971:18. (In Swedish).
14. Aaro, B. Private communication (1971).

Tabell 1. Värden för beräkning av explosionsenergi och gasvolym hos syrebalanserade sprängämnen.

Ämne	Syrebalans kg O ₂ /kg ämne	Bidrag till	
		explosions- energi kJoule/kg	reaktions- produkternas gasvolym m ³ /kg
<u>Oxidationsmedel:</u>			
Ammoniumnitrat	0.200	1584	0.8400
Natriumnitrat	0.4706	-1148	0
Kaliumnitrat	0.3956	-1146	0
Kalciumnitrat	0.4876	-1794	0.1364
Bariumnitrat	0.3061	-1625	0.0858
Kaliumklorat	0.3917	402	0
Natriumklorat	0.4509	652	0
Kaliumperklorat	0.4619	60	0
Ammoniumperklorat	0.3404	1456	0.5725
<u>Bränslen och sprängämnen:</u>			
Aluminium	-0.8889	29762	0
Silikon	-1.140	30076	0
Kol	-2.667	32956	1.867
Svavel	-1.100	9276	0.700
Glycerol	-1.216	16158	1.703
Glykol	-1.291	17225	1.806
Paraffinvax	-3.45	43869	3.245
Dieselolja	-3.48	44246	3.288
Guargummi	-1.185	16233	1.521
Nitroglycerin (NG)	0.0352	6338	0.6907
Nitroglykol (EGDN)	0	6840	0.7368
50/50 NG/EGDN	0.0176	6589	0.7137
Trinitrotoluol (TNT)	-0.7398	14597	1.0850
Cyklo-trimetyl- trinitramin (RDX)	-0.2161	8987	0.9076
60/40 RDX/TNT			
Pentraerytritol- tetranitrat (PETN)	-0.1012	7681	0.7795
Nitrocellulosa (12 % N)	-0.3850	9758	0.9327
" (12,5 % N)	-0.3517	9490	0.9090
" (13 % N)	-0.3184	9218	0.8850
Vatten (vätska → gas)	0	-2323	1.244

Tabell 2. Explosionsenergi, gasvolym och sprängstyrka hos olika sprängämnen.

Sprängämne	Observerad sprängstyrka i förh. till LFB	Explosions- energi per kg kJ/kg	Gasvolym m ³ /kg	Beräknad sprängstyrka i förh. till LFB	Beräknad sprängstyrka i förh. till ANFO
LFB dynamit	1	5000	.850	1.0	1.19
Gelatindynamit	1.23	6750	.714	1.27	1.51
LFIV-dynamit	1.04 [±] 0.05	5300	.834	1.05	1.25
Nitrolit	0.80 [±] 0.06	4000	.834	0.83	0.98
Securit	0.93 [±] 0.03	4250	.857	0.88	1.05
Nabit	0.88 [±] 0.04	4500	.654	0.88	1.05
Amatol	0.90	4350	.891	0.90	1.07
Ammonit	0.89 [±] 0.04	-	-	0.87	1.04
ANFO	0.86 [±] 0.04	3900	.974	0.84	1.00
AN-TNT-slurry	(0.74 [±] 0.04)			0.74	0.88

Tabell 3 a. Beskrivning av sprängämnen.

ANFO	94.5/5.6 Ammoniumnitrat/brännolja-blandning antingen med AN i form av prills, vilket ger en relativt låg laddningstäthet, eller med kristallint AN vilket ger högre laddningstäthet.
Dynamex	Plastisk dynamit av hög täthet, i pappersladdningar.
Nabit	Pulverdynamit av låg täthet i pappersladdningar eller plaströr. Används vanligen för att erhålla låg laddningstäthet i pipladdningar.
Reolit A10	Aluminiserad slurry av hög täthet, vars känslighet ökas medelst TNT-tillsats. Aluminiumhalt c:a 15 %. Inte tillåten vid arbeten under jord i Sverige.
Reolit 10	TNT-slurry av hög täthet.
Al-ANFO (5 %)	Dessa experimentella Al+ANFO-typer, där en del av brännoljan ersätts med aluminium (5 eller 10 % av totala vikten) har inte provats i fält här i Sverige. De är inte tillåtna vid arbete under jord.
Al-ANFO (10%)	

Tabell 3 b. Värden på sprängstyrka, packningsgrad samt antaget pris för några sprängämnen.

	Sprängstyrka i förh. till ANFO	Sprängämnes- täthet, ρ_0 g/cm ³	Packnings- grad g/cm ³	Pris i US \$ ¹⁾ per kg spräng- ämne
<u>Dagbrott</u>				
Dynamex	1.19	1.45	1.27	0.500
Reolit A 10	1.29	1.5	1.5	0.390
Reolit 10	0.86	1.5	1.5	0.232
ANFO	1.00	0.9	0.9	0.170
AI-ANFO (5 % AI)	1.14	0.9	0.9	0.226
AI-ANFO (10% AI)	1.29	0.9	0.9	0.282
<u>Brytning under jord.</u>				
ANFO	1.00	0.9	0.9	0.170
ANFO	1.00	1.1	1.1	0.170
AI-ANFO (5 % AI)	1.14	0.9	0.9	0.226
AI-ANFO (10% AI)	1.29	0.9	0.9	0.282
Dynamex	1.19	1.45	1.27	0.500
Dynamex	1.19	1.45	1.45	0.500
<u>Tunnelsprängning</u>				
Dynamex ²⁾	1.19	1.45	1.25	0.500
Nabit ²⁾	1.05	1.1	0.44	0.330
Reolit 10 ³⁾	0.86	1.5	1.32	0.232
ANFO ³⁾	1.00	1.1	1.1	0.168
Reolit A 10 ³⁾	1.29	1.5	1.32	0.390
AI-ANFO (5 % AI) ³⁾	1.14	1.1	1.1	0.226
AI-ANFO (10% AI) ³⁾	1.29	1.1	1.1	0.282

¹⁾ Priset antages inkludera alla kostnaderna fram till själva skjutnings-
ögonblicket, dvs. last- och transportkostnader har inräknats.

²⁾ Addera US \$ 0:20 för varje hål (sprängkapsel).

³⁾ Addera US \$ 0:23 för varje hål (sprängkapsel).

Tabell 4. Jämförande kostnadsberäkning för borrarling och sprängning med olika sprängämnen och vid olika metoder för kostnadsprognoser. Grovhålsbrytning, dagbrott.

Sprängämne	Specifik laddning (kg ANFO-ekvi- valent per fast m ³ berg	Kostnad i US \$/fast m ³ berg		
		Sprängämnena (inkl. last- ning och av- fyrning)	Borrning ³⁾	Totalt
1. Enkel uppskattning				
Dynamex enbart	1.190	0.50	0.09	0.59
Reolit A 10 "	1.190	0.36	0.07	0.43
Reolit 10 "	1.190	0.32	0.11	0.43
AI-ANFO (5 % AI) "	1.190	0.24	0.13	0.37
AI-ANFO (10% AI) "	1.190	0.26	0.12	0.38
ANFO "	1.190	0.20	0.16	0.36
2. Laddningsschema enligt beräkning med dator				
Bottenladdning Dynamex Pipladdning "	0.752	0.32	0.08	0.40
Bottenladdning Reolit A 10 Pipladdning Reolit 10	0.830	0.25	0.06	0.31
Bottenladdning ANFO Pipladdning ANFO	0.829	0.14	0.13	0.27
3. Laddningsschema enligt praktisk erfarenhet				
Bottenladdning Reolit A 10 Pipladdning Reolit 10	1.160	0.34	0.09	0.43
4. Extrapolation från 3				
ANFO enbart ¹⁾	1.160	0.20	0.17	0.37
ANFO enbart ²⁾	1.721	0.21	0.18	0.39

¹⁾ Samma specifika laddning i hela salvan som i 3.

²⁾ Samma specifika laddning hos bottendelen av salvan som i 3.

³⁾ Kostnaderna för borrarling utgår från siffran US \$ 5:88 per meter borrhål eller US \$ 0:12 per liter hålvolym.

Tabell 5. Laddningsberäkning med dator samt jämförelse med det i praktiken använda fallet. Grova hål, dagbrott.

			Databeräkning			Praktikfall
<u>Indata</u>			ANFO	A10+R10	Dx	A10+R10
Håldiameter	d_p	m	.250	.250	.250	.250
Bergkonstant	$\frac{1}{c}$	kg/tfm ³	.45	.45	.45	-
Packningsgrad, bottenladdn.	p_b	kg/m ³	900	1500	1270	1500
Viktstyrka, bottenladdning	S_b	-	.84	1.08	1	1.08
Viktstyrka, pipladdning	S_p	-	.84	.72	1	.72
Hålavstånd/försättning	E/V	-	1.25	1.25	1.25	1.25
Hållutning (0=lodräta hål)	n	m/m	0	0	0	0
$q_p \cdot S_p / q_b \cdot S_b$	m	-	1	.667	0.4	.667
Ansättningsfel	a	m	0	0	0	-
Vinkelfel	x	m/m	0	0	0	-
Hålantal per rad	M		1000	1000	1000	15
Antal hålrader	N		5	5	5	5
Pallhöjd	K	m	15	15	15	15
<u>Beräknade data</u>						
Hålavvikelse vid botten	S	m	0	0	0	-
Håldjup	H	m	17.15	18.15	17.79	18
Borrmeter per volymsenhet	l	bm/tfm ³	.002	0.001	0.014	.025
Bottenladdning	Q_b	kg	412.21	1005.69	753.69	750
Bottenladdning, höjd	h_b	m	9.33	13.66	12.09	10
Bottenladdning, konc.	q_b	kg/m	44.18	73.67	62.34	73.67
Pipladdning	Q_p	kg	227.24	92.24	66.02	500
Pipladdning, höjd	h_p	m	5.14	1.25	2.65	6.5
Pipladdning, konc.	q_p	kg/m	44.18	73.67	24.94	73.67
Laddning, totalt	Q	kg	639.45	1097.93	819.93	1250
Specifik laddning	q	kg/tfm ³	.83	.664	.632	1.042
Bergvolym/hål	Vol.	tfm ³	772.09	1654.49	1297.04	1200
Styckefall	L	m	.65	1.05	1.04	-
Hålavstånd	E	m	8.02	11.75	10.40	10
Försättning	V	m	6.42	9.40	8.32	8

tfm³ = teoretisk fast kubikmeter berg.

Tabell 6. Resultat av jämförande kostnadsberäkningar för långhålsbrytning under jord med liten håldiameter (1.5-2") med endast en sorts sprängämne.

Sprängämne	Packnings- grad i hål, kg/lit.	Kostnad i US \$ per fast m ³ berg ¹⁾		
		Sprängämne (inkl. ladd- ning)	Borr- ning ²⁾	Totalt
ANFO	0.9	0.20	1.58	1.78
Al-ANFO (5 % Al)	0.9	0.24	1.39	1.63
Al-ANFO (10% Al)	0.9	0.26	1.23	1.49
ANFO	1.1	0.20	1.30	1.5
Dynamex	1.27	0.50	0.94	1.44
Dynamex	1.45	0.50	0.83	1.33

¹⁾ För specifika laddningen 1.19 kg ANFO per fast m³ berg.

²⁾ Borrningskostnaderna är baserade på värdet US \$ 5:88 per borrhålsmeter eller US \$ 1:20 per liter hålvolym.

Tabell 7. Indata utskrivna av dator för håldiameter och sprängämnen använda i praktiken.

CALCULATION OF DRILLING PATTERN, CHARGE WEIGHTS AND COSTS FOR TUNNELBLASTING-MCD 1971 58A PAGE 1

PROGRAM BY NITRO-CONSULT AB BOX 238 SKÄRHOLMEN S-127 25 SWEDEN

PARALLEL HOLE CUT VERSION 1

SWEDISH DETONIC RESEARCH FOUNDATION 3-A SUITABLE DIAMETER (DX*NA)

FOLLOWING CONDITIONS ARE VALID

PROFILE GIVEN BY COORDINATES	ROCK DRILL SERIE	38.00 MM	NO. OF WORKERS	0.
CONTOUR SMOOTH	SPEC. DRILL SERIE	86.00 MM	HOURLY-WAGE/WORKER	0.00 KR
	ROCK CONSTANT	0.40 KG/M3	EFFICIENCY	0.60 PROC
SECTION AREA	25.43 M2			
WIDTH	6.10 M	WEIGHT STRENGTH	PRICE	
ARCH-RADIUS	0.00 M	BOTTOM CHARGE	BOTTOM CHARGE	2.50 KR/KG
X-MIN CUT-CENTER	2.55 M	COL. CONTOUR	COL. CONTOUR	5.50 KR/KG
X-MAX CUT-CENTER	3.60 M	COL. BOTTOM	COL. BOTTOM	1.65 KR/KG
Y-MIN CUT-CENTER	1.00 M	COL. REMAIN.	COL. REMAIN.	1.65 KR/KG
Y-MAX CUT-CENTER	1.50 M	DEGREE OF PACKING	DETONATORS/HOLE	1.00 KR
HOLE DEPTH	3.20 M	1.25 KG/DK3	DEPRECIATION/ROUND	0.00 KR
ADVANCE/ROUND	3.03 M		DRILLING COSTS/M	7.58 KR

THE CALCULATIONS GIVE THE FOLLOWING RESULTS

HOLES DRILLED/ROUND	61 HOLES	COSTS	
DRILLED METERS/ROUND	193.76 M	DRILLING/ROUND	1468.74 KR
DRILLED METERS/CU.M. ROCK	2.50 M/M3	DRILLING/CU.M. ROCK	18.99 KR/M3
CONSUMPTION OF EXPLOSIVES			
BOTTOM CHARGES	25.00 KG	EXPLOSIVES/ROUND	230.83 KR
COLUMN CONTOUR	13.19 KG	DETONATORS/ROUND	61.00 KR
COLUMN BOTTOM	9.78 KG	TIME-DEPENDING/ROUND	0.00 KR
COLUMN REMAIN.	48.25 KG	REMAINING/ROUND	0.00 KR
/ROUND	96.23 KG	BLASTING/ROUND	291.83 KR
/CU.M. ROCK	1.24 KG/M3	BLASTING/CU.M. ROCK	3.77 KR/M3
MAX CO-OPERATING CHARGE IN DYNAPEX-EQUIVALENTS		TOTAL COST/ROUND	1760.57 KR
CUT	0.00 KG	TOTAL COST/CU.M. ROCK	22.76 KR/M3
BOTTOM-HOLE,	2.52 KG/HOLE		
STOPING-HOLE	0.92 KG/HOLE		
CONTOUR-HOLE	0.60 KG/HOLE		

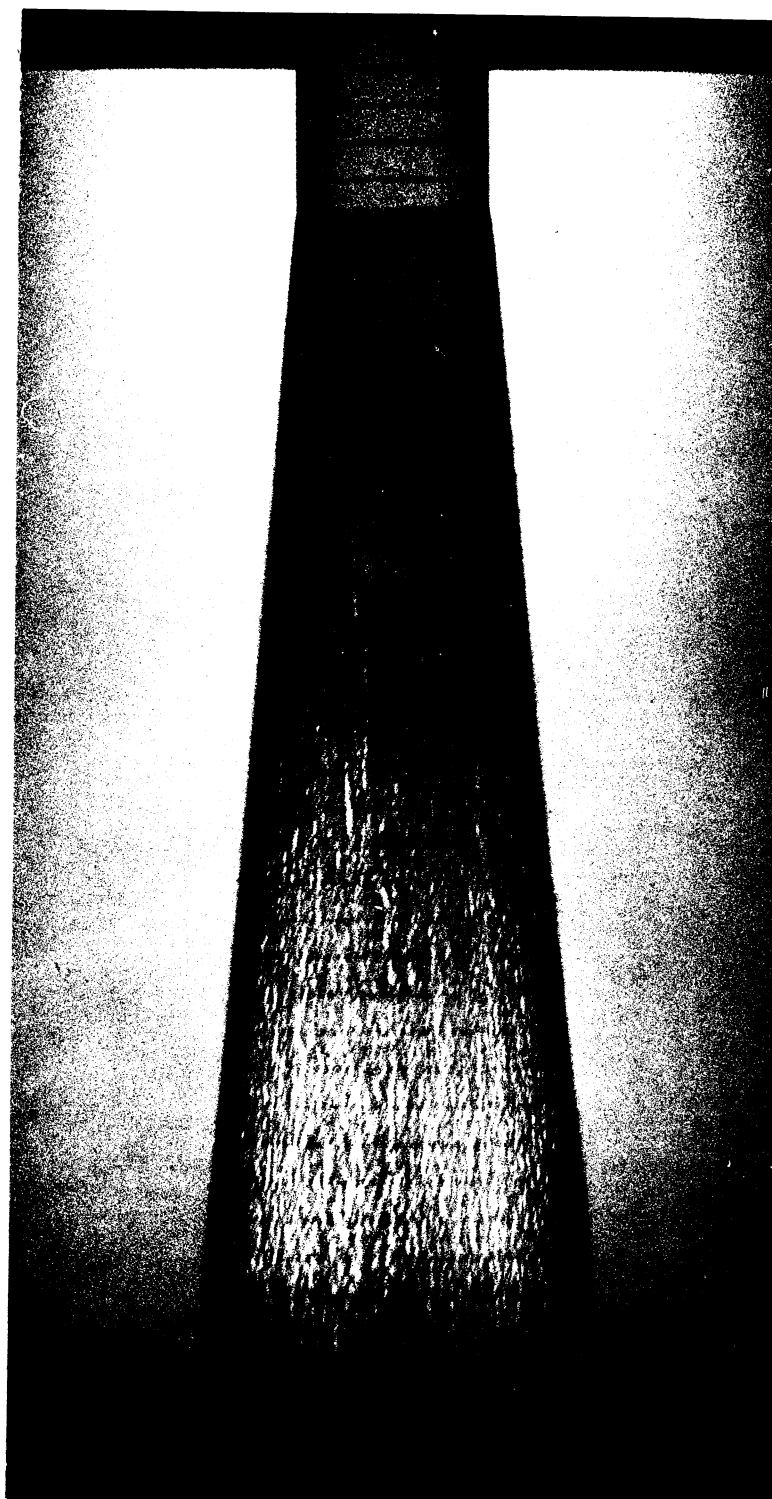
TABLE OVER HOLE-DATA

MCD 1971 58A PAGE 2

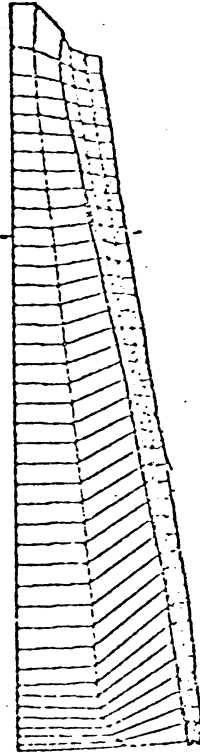
HOLE NO.	X-COORD COLLAR-	Y-COORD COLLAR-	DIRECT. OF HOLE	DEPTH OF HOLE	BOTTOM CHARGE	COLUMN CHARGE	HEIGHT BOTTOM CHARGE	HEIGHT COLUMN CHARGE	DIAMETER OF HOLE	TYPE OF HOLE
	M	M	DEGREES	M	KG	KG	M	M	MM	
1	0.00	0.00	0.00	3.25	1.29	1.39	0.87	2.00	38.00	BOTTOM
2	0.91	0.00	0.00	3.25	1.29	1.39	0.87	2.00	38.00	BOTTOM
3	1.98	0.00	0.00	3.25	1.29	1.39	0.87	2.00	38.00	BOTTOM
4	3.04	0.00	0.00	3.25	1.29	1.39	0.87	2.00	38.00	BOTTOM
5	4.11	0.00	0.00	3.25	1.29	1.39	0.87	2.00	38.00	BOTTOM

Tabell 8. Jämförelse av kostnad för borrar och sprängning i tunnlar.

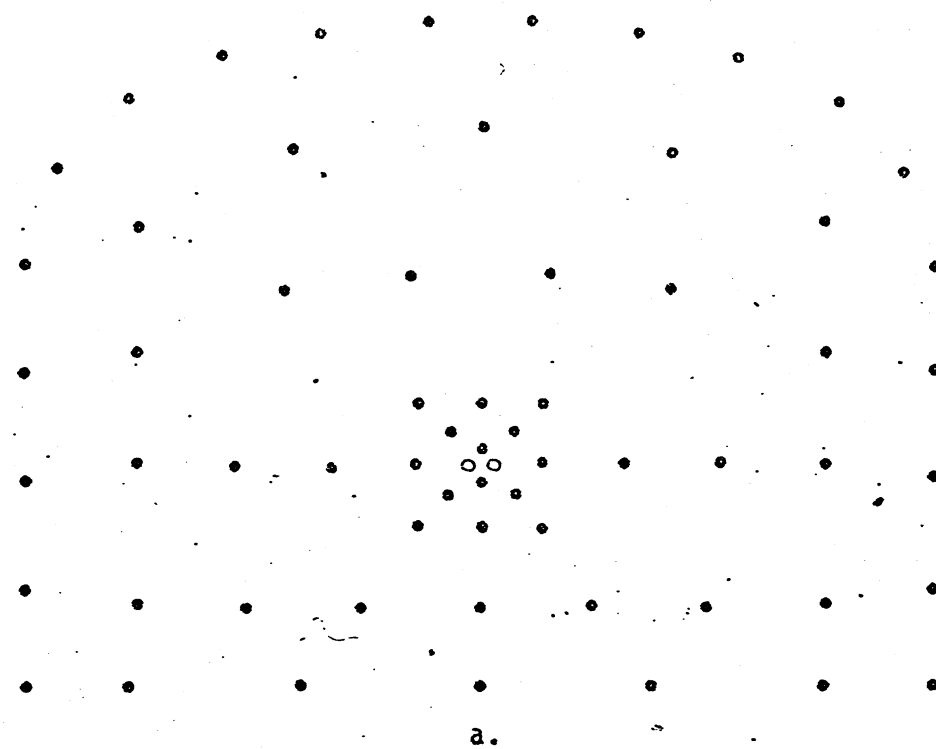
Sprängämne	Specifik laddning (kg ANFO-ekvivalenter per fast m ³)	Kostnad i US \$ per fast m ³ berg			
		Sprängämne	Sprängkapslar och primers	Borring	Totalt
1. <u>Praktiskt laddningsschema</u>					
Dynamex + Nabit	1.70	0.61	0.17	4.08	4.86
2. <u>Extrapolation från 1</u>					
ANFO	2.29	0.50	0.19	5.19	5.88
AI-ANFO (5 %)	2.28	0.70	0.19	4.47	5.36
AI-ANFO (10%)	2.28	0.74	0.19	4.14	5.07
Reolit 10	2.60	0.82	0.19	4.67	5.68
Reolit A10 + Nabit	1.70	0.44	0.19	3.85	4.48
3. <u>Beräkning med dator</u>					
<u>A. Bästa diameter</u>					
Reolit 10	2.85	0.93	0.19	4.54	5.66
ANFO	2.77	0.64	0.19	4.53	5.36
AI-ANFO (5 %)	2.82	0.73	0.19	4.35	5.27
AI-ANFO (10%)	2.81	0.78	0.19	3.98	4.95
Dynamex + Nabit	1.34	0.62	0.16	3.92	4.70
Reolit A10 + Nabit	1.31	0.56	0.19	3.70	4.45
<u>B. Konstant diameter (som i fall 1. ovan)</u>					
ANFO	2.26	0.55	0.20	4.18	4.93
Dynamex + Nabit	1.34	0.62	0.16	3.92	4.70
Reolit A10 + Nabit	1.42	0.59	0.18	3.79	4.56



Figur 1. Kerr-cellfoto av expanderande aluminiumrör som innehåller detonerande sprängladdning. Exponeringstid: 0,060 usek. Rördimensioner: längd 400 mm, $d_y = 50$ mm, $d_i = 20$ mm. Sprängämne: 60/40 RDX/TNT, täthet $1,67 \text{ g/cm}^3$.



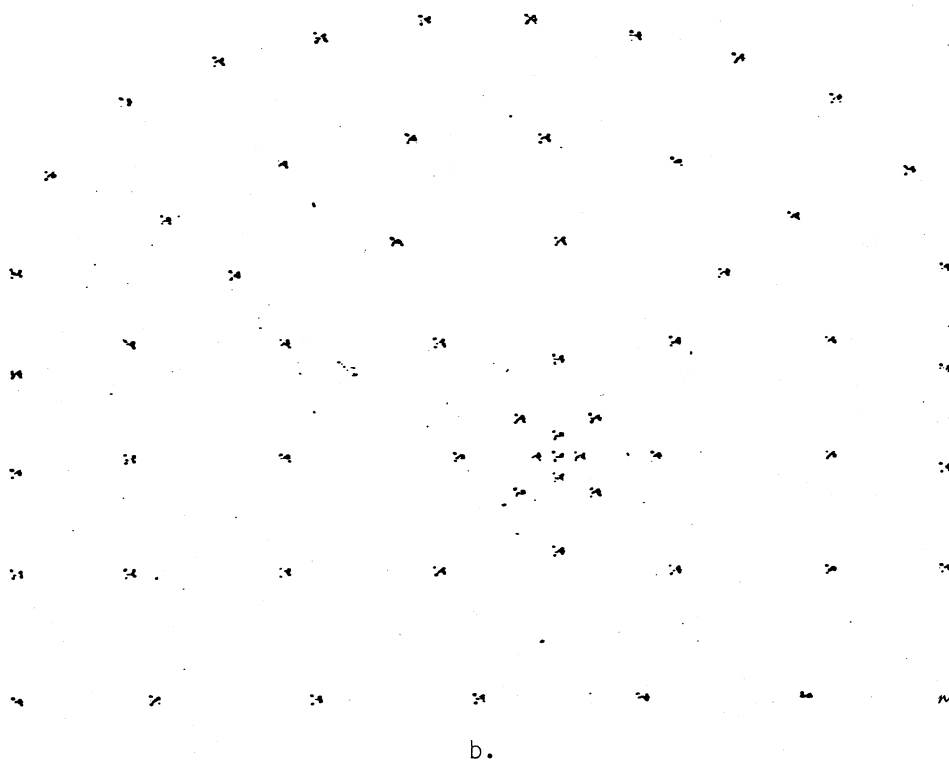
Figur 2. Utseendet av expanderande tjockväggigt Al-rör, beräknat med dator (jfr fig 1).



NED 1971 SBA

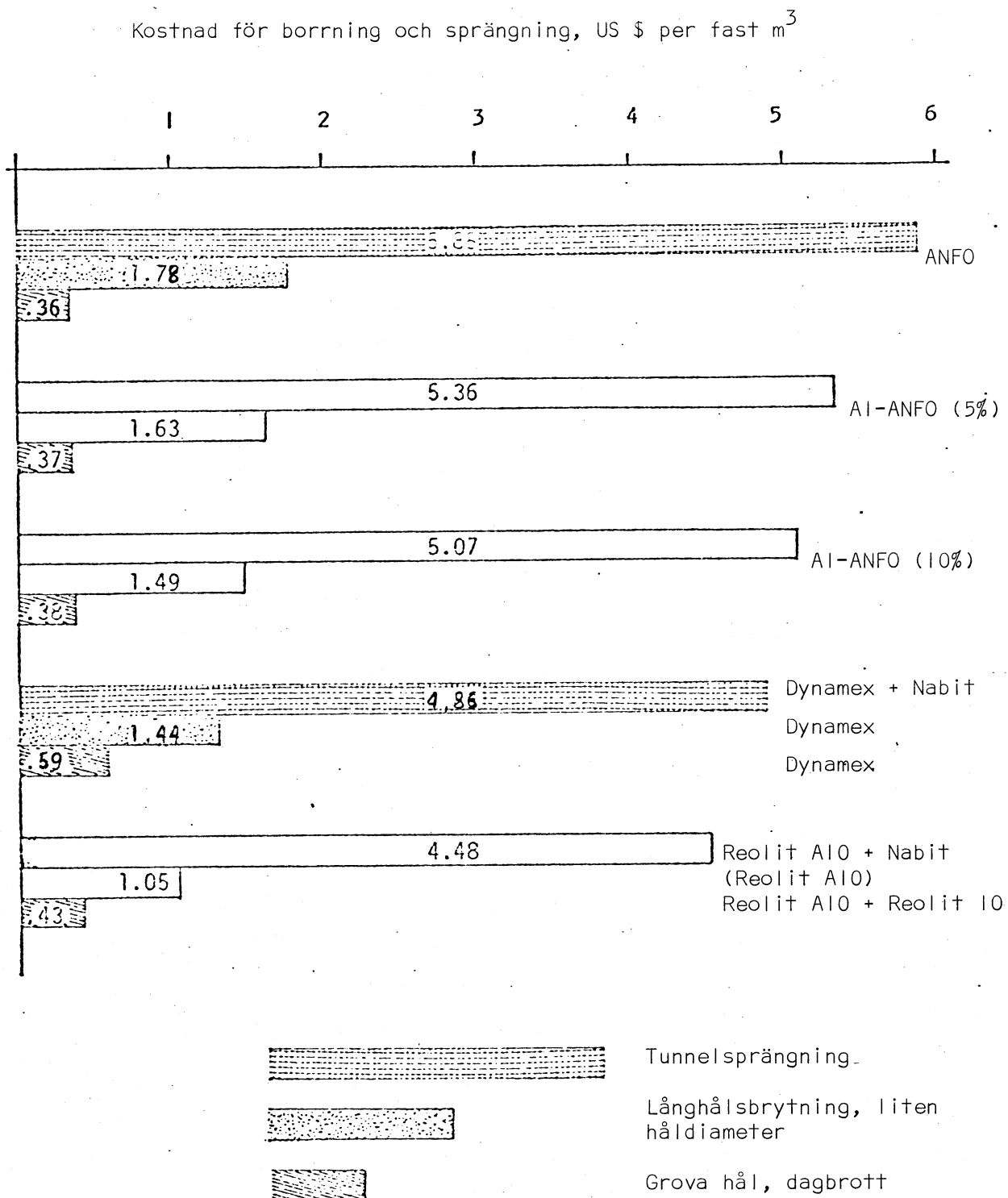
PAGE 4

AREA 25.4 ADVANCE 3.0 DRILL -33.0 -55.0
 HOLES 61 KG/CM-M 1.2 D/CM-M 2.5
 SCALE 1 TO 50 +-----+1 M



Figur 3. a/ I praktiken utnyttjad, äldre borrplan, parallellhålskil
 för en 25 m² tunnel.

b/ Databeräknad borrplan för samma tunnel.



Figur 4. Jämförelse av borrhnings- och sprängningskostnader för olika sprängämnessystem och olika metoder för sprängning. De öppna kolumnerna avser experimentella system som inte används i vanlig drift i Sverige.