

BESKRIVNING TILL

KARTA ÖVER

DANNEMORA GRUVOR

DEL1, DEL2, DEL3, DEL4 OCH DEL 5

BELÄGNA I

ÖSTHAMMARS KOMMUN, UPPSALA LÄN

UPPRÄTTAD ÅR 2011 ENLIGT ÄLDRE KARTOR OCH MÄTNINGAR
AVSLUTADE DEN 4 JUNI 2015

CONNY EIMAR

BEHÖRIG GRUVMÄTARE

SKALA 1:1000

Innehållsförteckning

Titelblad

Lägesbeskrivning samt mätteknisk beskrivning

Gruvkartans innehåll

Översiktskarta

Topografiska beteckningar

Geologiska beteckningar

Geologisk beskrivning

Kvarstående mineraltillgång

Historisk beskrivning

Gruvrättslig beskrivning

Områden med risk för sättning och / eller ras

Bilaga: Kartor

Bilaga: Koordinater spända trådar/ rasindikator

Bilaga: Precisionsavvägda punkter

Brytningsteknisk beskrivning

Anrikningsteknisk beskrivning

Bilagor 1-9

Mineral resource estimation, Dannemora Magnetit AB 2014

Stompunktsförteckning

Utöver denna beskrivning lämnas 8 st. pärmar innehållande:

2 st. pärmar med karteringsprotokoll dbh 3020-3517b

1 st. pärm med uppgifter om provtagning av diamantborrhål

5 st. pärmar med certifikat för kemanalyser.

Lägesbeskrivning och mätteknisk beskrivning.

Dannemora gruvor är belägna i Östhammars kommun, Uppsala län. Centralschaktets ungefärliga koordinater i RT90 2,5 gon V är

X 6677977

Y 1613947

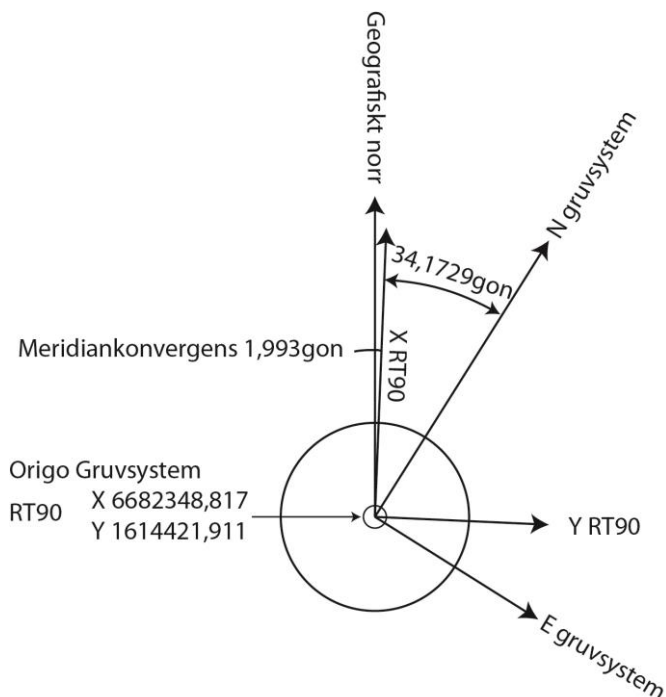
Koordinatsystemets höjdplan har avvägningen 43,08 i RH2000

Dannemoras lokala system har anslutits till rikets nät (RT902,5 gon V 0:-15) via GPS-mätning.

	Lokalt system		Prisma	RT90 2.5gon v 0:-15	
Punktnamn	X	Y	Konstant Trimble	X	Y
pp4	-4152,234	1792,433	-16mm	6677863,745	1613837,400
pp26	-4095,609	1850,689	-16mm	6677882,617	1613916,418
g4	-4068,019	2013,756	-35mm	6677822,937	1614070,658

Gruvsystemet är vridet medsols 34,1729 gon i förhållande till RT90 2,5 gon V 0:-15

Meridiankonvergens mellan RT90 och geografiskt norr är 1,993gon vid gruvsystemets origo.



Observeras bör att koordinater för andra beskrivningar än gruvkarta och stompunktsförteckning anger koordinater så att Y motsvarar N i Gruvsystemet.

Gruvkartans innehåll

Slutkarta för Dannemora gruvor innehåller

42 horisontalblad, varav 4 med egen bladindelning för huvudsnedbanan, 5 dagblad samt 33 blad under jord.

3 schematiska längsprojektioner vars syfte är att visa fyllnadsmaterial och de utbrutna rummens längdutsträckning.

90 st. vertikalskärningar.

Kartan är avsedd att tryckas i format A1, skala 1:1000.

Denna slutkarta visar i huvudsak de arbeten som har skett åren 2009-2015.

Då många av de äldre delarna av gruvan inte har kontrollmätts, har dessa delar lagts in med osäker kontur. Detta gäller speciellt vertikalskärningarna.

Jämfört med den äldre slutkartan är bladindelningen annorlunda för att bättre passa senare arbeten. Den äldre slutkartan är således mycket viktig för att man skall få en fullständig bild av gruvans utbredning.

Beteckningar, avvikelser

Då den äldre gruvkartan har beteckning (rastrering) för fortsättning till underliggande horisontalskärning eller bakomliggande vertikalskärning, har denna beteckning används även på denna karta för att tydligöra rummens utbredning

En speciell rastrering av använts i rum för rasområden som ej har kunnat mätas in. Rasens utbredning har uppskattats genom platsobservationer, bergmekaniska erfarenheter samt mätningar i ett mindre antal borrhål.

Slutkarta, utförande

Den slutkarta som lämnats in i pappersformat har skrivits ut på papper av typen svenskt arkiv 200 gr. För utskrift har används skrivare: Roland XF 640, samt bläck: RXV eco, pigmenterat bläck.

GEOLOGISK BESKRIVNING

Allmänt

Dannemorafältets berggrund består till stora delar av brant stupande lager av suprakrustala bergarter vilka har en ålder av cirka 1,9 miljarder år. De utgörs huvudsakligen av felsiska vulkaniska bergarter och karbonatstenar, samt järnmineraliseringar. De äldsta vulkaniterna (Undre formationen, Lager 2001) bildar en 500-600 meter mäktig packe av ignimbriter som avsattes under perioder av häftig vulkanisk aktivitet. Dessa överlagras av en drygt 80 meter mäktig lagerföljd bestående av karbonatstenar med talrika skikt och bäddar av ask-siltsten (Övre formationen), som avsattes då den vulkaniska aktiviteten var i avtagande. Karbonatstenarna utgörs av dolomitisk kalksten och till en mindre del av kalcitkalksten. Järnmineraliseringarna förekommer uteslutande i denna övre, kalkstensdominerade lagerföljd. I anslutning till järnmineraliseringarna har vulkaniter och karbonatstenar i många fall skarnomvandlats. Förutom de nämnda bergarterna förekommer också talrika mafiska gångar som genomtvärrar malmfältet. I den södra delen av fältet uppträder en granitoid, troligen så kallad Uppsalagranit. En U–Pb-datering av ask-siltsten i övre delen av Undre formationen gav åldern 1894 ± 4 miljoner år (Stephens et al. 2009).

Metamorfos, deformation

Under den svekofenniska orogenesen metamorfoserades bergarterna i övre grönskifferfacies och deformerades genom storskalig isoklinalveckning. Den låga metamorfosgraden har gjort att primära bildningar finns bevarade, som stromatolitstrukturer i kalkstenarna och olika vulkaniska strukturer. Veckningen resulterade i den mestadels brant stupande stratigrafien. Enligt den förhärskande tolkningen utgör den järnmalmsförande karbonatstenen den centrala delen av en synklinal, dannemorasynklinalen, som har en längd av cirka 3 kilometer i riktning omkring N30°E, en bredd som varierar mellan 400 och 800 meter och en fältstupning på några grader åt nordost. Den västra veckskänkeln är något överstjälpd åt öster.

I öster begränsas dannemorasynklinalen av en kraftig deformationszon, delvis mylonitiserad, som utgör en nordlig fortsättning på Vattholma-Skyttorpzonen och som även fortsätter norrut mot Forsmark (se t ex Stephens et al. 2009). Rörelser i denna zon har sannolikt orsakat den kraftiga uppsprickningen med ett fint nätverk av kalcitsprickor som noterats i vulkaniterna i den förmodade östra veckskänkeln av dannemorasynklinalen, enligt tre diamantborrkärnor för tekniska ändamål och några mindre jordavrymningar på industriplanen.

Ett stort antal förkastningar styckar upp hela malmfältets berggrund och har i vissa fall förorsakat betydande förskjutningar (Lager 2001).

Mineraliseringar

Järn

Järnmineraliseringarna uppträder som ett antal kroppar på olika djup längs fältet, beroende både på det primära bildningssättet (tolkat som ”replacement” av karbonatsten) och på den senare deformationen. Järnmalmskropparna är mer eller mindre massiva och bundna till karbonatstenen. De har en mäktighet som varierar från några meter upp till cirka 100 meter och de stryker i ungefär samma riktning som synklinalens veckaxel. Nära markytan stupar järnmalmskropparna vanligen brant mot nordväst medan de flackar ut mot djupet (från ca 70° till ca 55°). I många fall är de oregelbundna, veckade, förskjutna eller uppstyckade av tektonik, vilket gör att deras utsträckning är svårtolkad från diamantborrkärnor.

Järnhalten i de rikaste delarna av fältet uppgår till 50-60 % medan en järnhalt på 10-40 % dominerar i de mineraliserade områdena. Malmen kan indelas i huvudtyperna kalkjärnmalm och skarnjärnmalm beroende på den dominerande värdbergarten. Inom båda malmtyperna finns såväl manganrika som manganfattiga malmkroppar (1-7 % respektive 0,1-1 % manganhalt) medan fosforhalten genomgående är mycket låg (maximalt 0,08 %, till största delen <0,005 %). Svavelhalten varierar från 0 till maximalt 5 procent (snittvärde omkring 0,3 %).

Det enda ekonomiskt värdefulla järnmineralet i fältet är magnetit, medan hämatit förekommer mycket sparsamt som oxidationsprodukt. Magnetiten är som regel finkornig (0,05-1,0 millimeter) men i Kruthus, Konstäng och i viss mån Svea är den ställvis betydligt grovkornigare (upp till 5 mm), vilket torde bero på omkristallisation. Den grovkornigare magnetiten är dessutom mestadels massiv utan större inblandning av skarn eller karbonatsten. Detta är dock inte fallet i merparten av malmkropparna där magnetiten är fläckig av dessa komponenter i varierande mängd och de enskilda magnetitaggregaten sällan är större än 0,5 centimeter. Större partier av dolomitisk kalksten associerade med magnetitrika kroppar har inte sällan järnhalter på 5-10 % i form av spridda korn eller små aggregat av magnetit.

Såväl karbonatstenar som vulkaniter har skarnomvandlats i varierande grad. De vanligtvis mycket finkorniga skarnen består främst av pyroxen, amfibol, granat, epidot, serpentin, kalcit samt klorit och lokalt sulfider som magnetkis, svavelkis och kopparkis. Manganet är till stor del silikatbundet och förekommer bland annat i skarnmineral som spessartin, dannemorit (numera benämnt manganogrunerit) och knebelit, men även i små mängder i de vanliga silikaterna och i den dolomitiska kalkstenen (se t ex mastersarbete av F. Åberg 2015). Konstängsmalmen består av en manganrik och en manganfattig del och i den manganrika delen är manganet till stor del bundet till magnetiten. Detta är sällan fallet i de övriga malmkropparna i fältet. Klorit är rikligt förekommande, såväl i deformationszoner som i de mer eller mindre omvandlade bergarterna. Sericitisering och delvis saussuritisering förekommer rikligt i den äldre vulkaniska sekvensen i Undre formationen.

Zink

Sulfider som zinkblände, arsenikkis och blyglans förekommer också associerade med dannemoramalmerna, men i mindre omfattning än svavelkis och magnetkis. Större mängder av zinkblände har dock avsatts på några ställen i malmfältet. I Svavelgruvan och det så kallade zinkrummet i Södra fältet har zinkmalm tidigare brutits. Från diamantborrkärnor och ortkartering finns information om en hel del zinkblände i vissa delar av framför allt Konstängs- och Kruthusmalmerna, möjligen remobiliserat från de tidigare kända zinkkropparna eller från någon ännu inte identifierad källa. Zinkblände, och även blyglans, uppträder där mestadels i anslutning till granitkontakter och rörelsezoner. Zinkanomalier har noterats även på djupet mellan Konstäng och Lyndon, utanför järnmalmerna (se t ex internrapport DMAB 07009).

Arsenik

Arsenik har detekterats i Dannemorafältet, dels som direkta iakttagelser av arsenikkis i borrkärnor och restmaterial, dels i elementform vid kemisk analys av olika typer av bergartsprover. Från studier av varpmaterial och från kartering av såväl historiska som nypptagna borrkärnor kan slutsatsen dras att den rikligaste förekomsten av arsenikkis finns i

de mest sulfidrika områdena, främst Södra fältet som inte varit föremål för brytning under DMAB:s driftperiod. I övrigt uppträder arsenikkis mestadels som sporadiska smärre aggregat.

Enligt tillgängliga geokemiska data kan sägas att arsenikkis förekommer sparsammast i ren vulkanit och även ren granit på större avstånd från malmzoner. Karbonatstenarna och magnetitrika områden har generellt något högre halter. Det finns en utpräglad ”nuggeteffekt” med enstaka analyser som gett As-halter på omkring 1 % medan flertalet analyser gett halter under 100 ppm. En utvärdering av arsenikhalter, för eventuell avyttring av gråberg, finns i internrapporten *Arsenik i Dannemora malmfält* från 2014.

Mafiska gångar

Ett stort antal mafiska gångar av upp till ett par meters bredd genomborrar dannemorafältet. De stryker vanligen i ungefär NV-SO och stupar brant. De skär samtliga bergarter inom fältet, även granitoiden. Gångarna är finkorniga, mörkt gröngrå och homogena. Vissa är fältspatporfyriska men strökornen är relativt omvandlade. Kloritrika, mycket finkorniga kontaktzoner mot omgivande bergarter har noterats i många fall. På grund av gångarnas typiska ljus grågröna färg på borrkärneytor har de benämnts ”grågrön gång” i såväl den historiska som i den av DMAB utförda karteringen. Gångarna antas tillhöra samma gångsvärm som Herrängsgångarna och deras ålder uppskattas därmed till 1870-1860 miljoner år (se Dahlin 2014).

Blottningsgrad

Hällblottningar är ganska sparsamma inom dannemorafältet. De flesta förekommer i den centrala delen av synklinalen med karbonatsten, ask-siltsten och skarn samt dagöppningar efter utbruten järnmalm. I södra delen av fältet blottas även granitoiden. Den undre formationen i östra veckskänkeln är helt oblottad förutom de tidigare nämnda tillfälliga jordavrymningar och borrhningar som gjorts för tekniska installationer. Västra skänkeln Undre formation göms till största delen under våtmarken som utgör den före detta Gruvsjön, men i nordöstra kanten av denna, nära Strömsmalmsens numera igenfyllda dagöppning blottas den översta delen. Blottningen består av lagrad ask-siltsten som uppvisar ett parti med *accretionary lapilli*. Det åldersbestämda bergartsprovet togs från denna häll.

Ledhorisont

En ledhorisont som förekommer åtminstone i den norra halvan av fältet har kunnat identifieras genom att diamanthorningen varit relativt omfattande. Det är en sekvens av ask-siltsten, skiktad i cm/dm-skala, som är tydligt rödlila (”jaspilittfärgad”) eller grå och som är ganska rikligt magnetitförande. Det är annars mycket sällan som magnetit uppträder i de vulkaniska bergarterna. I denna ledhorisont förekommer magnetiten antingen som tunna skikt konkordanta med bergartens skiktning och senare deformation eller ställvis som fin dissemination. Mäktigheten hos horisonten varierar från omkring 20 meter ner till decimetertjocklek. I vissa delar är den helt magnetitfri men uppträder i samma stratigrafiska läge, nämligen i Övre formationen öster om (dvs troligen stratigrafiskt ovanför) de flesta järnmalsstråken. Bildningen skulle kunna vara en distal vulkanisk nedfallsprodukt som omlagrats i vatten och där små magnetitkorn bildat tungsandsskikt. Om magnetiten fällt ut i samband med omlagringen eller om den är en vittringsprodukt av redan avsatt järnmalm är okänt.

Bas- och ädelmetallprospektering

Under 2007 och 2008 utfördes diamantborrning från dagen i Södra fältet med syftet att undersöka förekomsten av zink och eventuellt koppar samt ädelmetaller söder om Svavelgruvan. Totalt tretton hål borrades (dbh 3007 till 3019) och TEM-mätningar gjordes i sex av dessa. Inga större mineraliseringar påträffades genom detta borrarprogram. Större delen av borrarprogrammet finns redovisat i internrapporter (DMAB07001, DMAB 07003, DMAB 08009).

Vid omkartering/provtagning av det äldre borrhärnämaterialet framkom att guld förekommer i halter över 0,1 ppm i olika delar av Dannemorafältet. En borrhärnesektion på 17 meter genom Lyndonmalmen uppvisade 0,5 ppm Au. Synligt Au, som ett antal millimeterstora korn i ett skarnparti med riklig vismutglans, upptäcktes i en borrhärna genom Sjöhagsmalmen. En fullständig redovisning finns i internrapport DMAB 07009.

Referenser

- Dahlin, P., 2014. Stratigraphy and Geochemistry of the Palaeoproterozoic Dannemora inlier, north-eastern Bergslagen region, central Sweden. Acta Universitatis Upsaliensis, 50 pp.
- Lager, I., 2001. The Geology of the Palaeoproterozoic Limestone-hosted Dannemora Iron Deposit, Sweden. Sveriges geologiska undersökning, Rapporter och Meddelanden 107, 49 pp.
- Stephens, M.B., Ripa, M., Lundström, I., Persson, L., Bergman, T., Ahl, M., Wahlgren, C-H., Persson, P-O., and Wickström, L., 2009. Synthesis of the bedrock geology in the Bergslagen region, Fennoscandian Shield, south-central Sweden. Sveriges geologiska undersökning, Ba 58, 259 pp.
- Åberg, F., 2015. Mastersarbete, Geovetenskap, Uppsala Universitet (ännu ej publicerat 15 maj).

Interna rapporter

- DMAB 07001. Borrning Södra fältet, Dannemora gruvområde.
- DMAB 07003. Sulfidförekomster i Södra fältet – en preliminär sammanställning.
- DMAB 07009. Genomgång av borrhärnor från tiden före 1992, Dannemorafältet.
- DMAB 08009. Borrningar i Södra fältet, Dannemora gruvområde, 2008.
- Dannemora Magnetit AB 2014. Arsenik i Dannemora malmfält. E. Alm. 9 s.

Dannemora 15 maj 2015

Elisabet Alm

Kvarstående mineraliseringar

Inledning

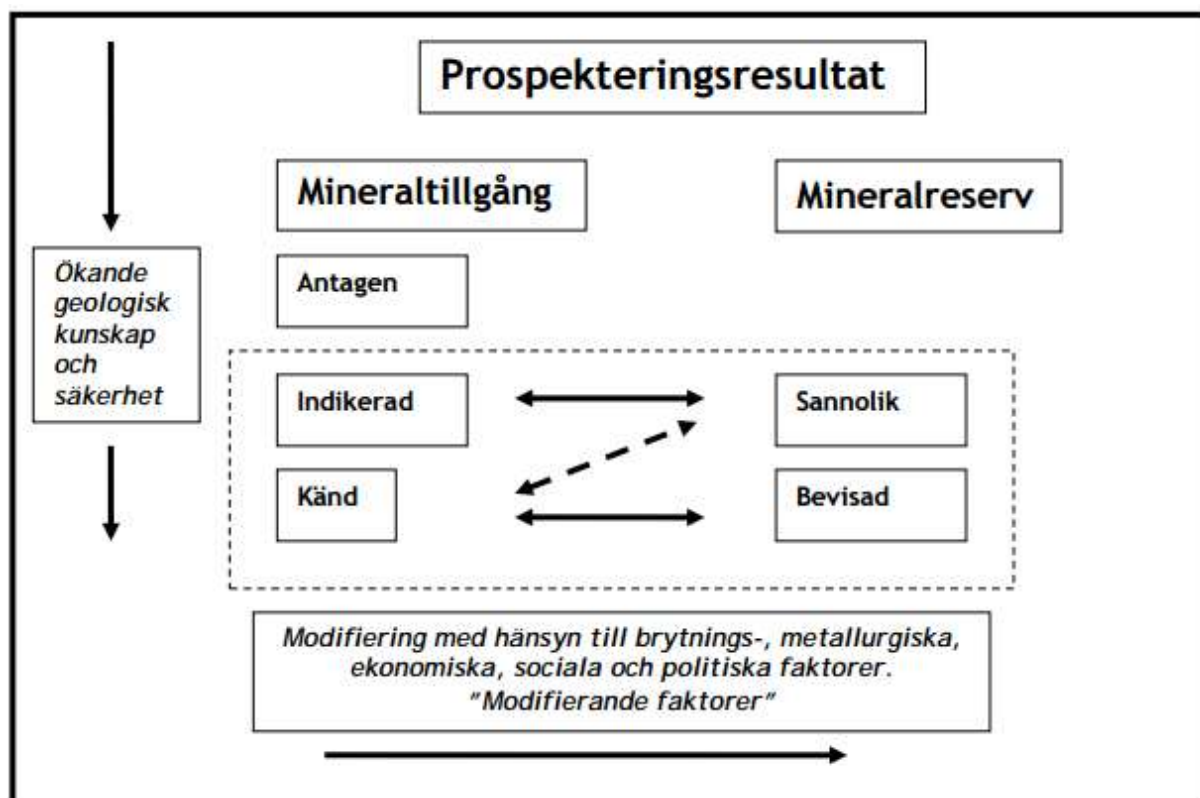
Dannemorafältet har delats in i 14 mineraliseringar med avseende på läge och delvis baserat på deras respektive kemi.

Sedan återstarten av gruvan har brytning har skett i alla dessa mineraliseringar förutom Lyndon, Diamanten 2, Schaktmalmen och Myrmalmen.

Arbetet med uppskattning av Dannemoras mineraltillgång har gjorts i enlighet med de rekommendationer och riktlinjer som gäller för offentlig publicering av prospekteringsresultat, mineraltillgångar och mineralreserver. Arbetet har verifierats av en Kompetent Person. Information om hur arbetet har utförts återfinns i rapporter som producerats årligen, se Bilaga 1, Mineral Resource Estimation, Dannemora Magnetit AB 2014.

Den mineraltillgång som redovisas här är baserad på en cut off på 20 % Fe.

Mineraltillgången är uppdelad i tre kategorier, Känd, Indikerad och Antagen, som baserar sig på grad av information, se figur 1.



Figur 1. Kategorier för redovisning av mineraltillgång och mineralreserv.

Mineraltillgång

Kvarvarande mineraltillgång redovisas i Tabell 1. Mineraltillgången inom kategorierna Känd och Indikerad uppgår till 24,5 miljoner ton med en medelhalt av 39,2 % Fe och 2,0 % Mn, medan tillgången inom kategorin Antagen uppgår till 4,56 miljoner ton med en medelhalt av 37,2 % Fe och 2,4 % Mn.

Utöver dessa tillgångar gjordes hösten 2014 ett arbete för att klassa delar av de i Kruthus och Konstäng återfyllda restprodukterna från sovringsverket som mineraltillgång. Denna tillgång skulle kunna tas till vara vid en eventuell uppgradering av befintligt sovringsverk och anläggande av ett anrikningsverk. Se Bilaga2, Study on Retreatment Options för Backfilled Tailings, Dannemora Mine. Denna tillgång uppskattades till 1,7 miljoner ton med en medelhalt av 21-22 % Fe, se Tabell 2.

Tabell 1. Summering av uppskattad mineraltillgång från 2015-05-22.

Mineralisering	Känd tillgång			Indikerad tillgång			Antagen tillgång		
	Kton	Fe %	Mn %	Kton	Fe %	Mn %	Kton	Fe %	Mn %
Norrnäs 1 och 2	2 380	37,2	2,2	503	36,7	2	2 285	37,7	2,5
Norrnäs 3	706	36,7	1,9	31	37,8	1,9			
Botenhäll	954	37,5	2,1	238	38	1,6			
Strömsmalmen	204	34,1	1,9	644	33,3	1,7	121	30,8	1,1
Myrmalmen	-			-			492	26,8	1,6
Sjöhag	77	37,7	0,7	116	44,4	0,4			
Svea	702	41,4	2,8	963	40,2	2,7	926	40,3	2,3
Diamanten 2	2 065	41,5	3,4	2 100	43,7	3,2	549	43,4	3,2
Schaktmalmen	30	42,5	0,7	1 883	40,9	0,9	187	29,5	1,2
Kruthus	2 230	41,7	0,5	794	40,1	0,9			
Konstäng 1-4	1 164	41	1,1	31	40,1	1,1			
Konstäng 2-3	1 516	35,3	3,2	523	37,7	3,6			
Lyndon 1	2 770	41,9	0,9	458	38,7	0,8			
Lyndon 3	-			1 432	29,2	3,1			
Summa	14 798	39,6	1,9	9 716	38,6	2,2	4 560	37,2	2,4

Tabell 2. Antagen mineraltillgång av återfyllt restavfall i Konstäng och Kruthus.

	Återfyllt restavfall, kton
Kruthus	1 300
Konstäng	400
Total	1 700

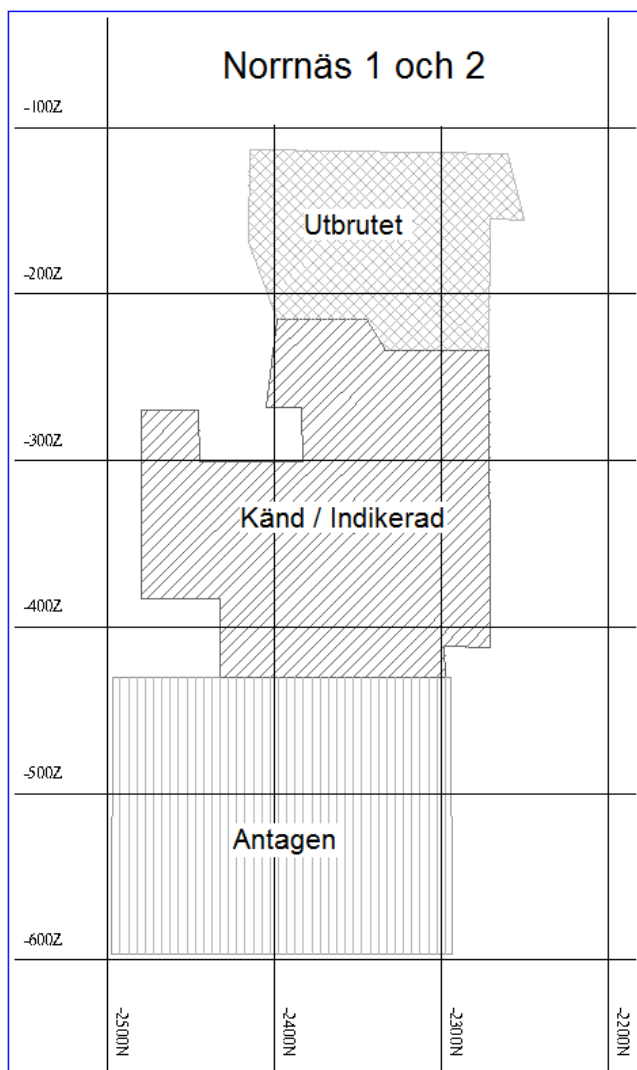
Beskrivning av kvarvarande mineraliseringar

Nornäs 1 och 2

Dessa malmkroppar är belägna längs norrut i malmfältet och består av två parallella mineraliseringar med några meters mellanrum. De var helt obrutna vid återstarten av gruvan men uppborrad före 1992 från nivåerna 145 och 350 m.

Brytning har skett från nivå 145 ner till och med delar av nivå 235 m. Återstående känd och indikerad mineralisering sträcker sig från nivå 235 ner till nivå 430 m (Fig 2). Nedanför finns en antagen mineralisering från 430 ner till ca 600 meter.

Mineraliseringen har inte avgränsats mot djupet. Information från kärnbörning och geofysiska mätningar visar att mineraliseringen har en trolig fortsättning mot djupet. Fyra kärnborrhål som borrats mot djupet under nuvarande mineralisering (dbh 286, 276, 3087, 3088) träffar magnetit på ca nivå 520 respektive nivå 980 m.

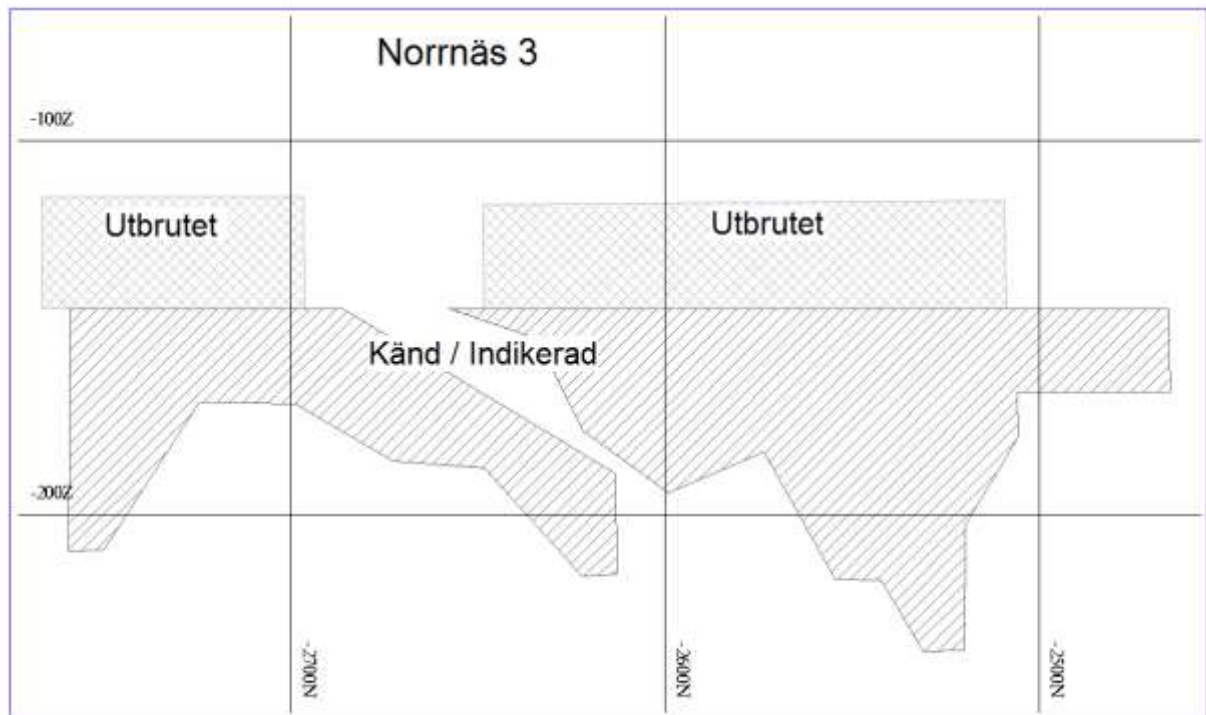


Figur 2. Längdprojektion Norrnäs 1 och 2.

Norrnäs 3

Norrnäs 3 borrhades upp åt 2011, från ort på nivå 145. Brytning har skett på nivå 145 och tillredning ner till nivå 160 m. Mineraliseringen är heterogen och kraftigt veckad vilket gjort den svår att modellera och därmed medfört delvis hög gråbergsinblandning vid brytning.

Information om mineraliseringen finns ner till drygt 200 meters nivå och är delvis öppen mot djupet.

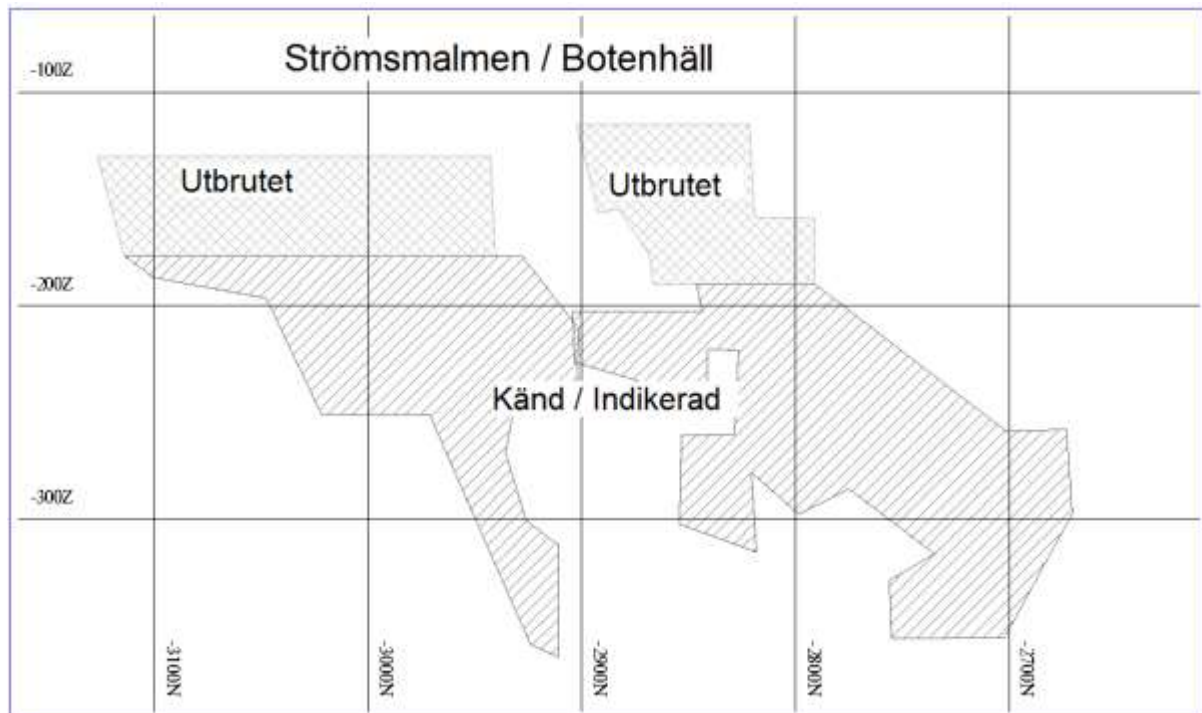


Figur 3. Längdprojektion Norrnäs 3

Botenhäll / Strömsmalmen

Botenhäll har brutit och tillretts från nivå 145 till och med nivå 235 m.

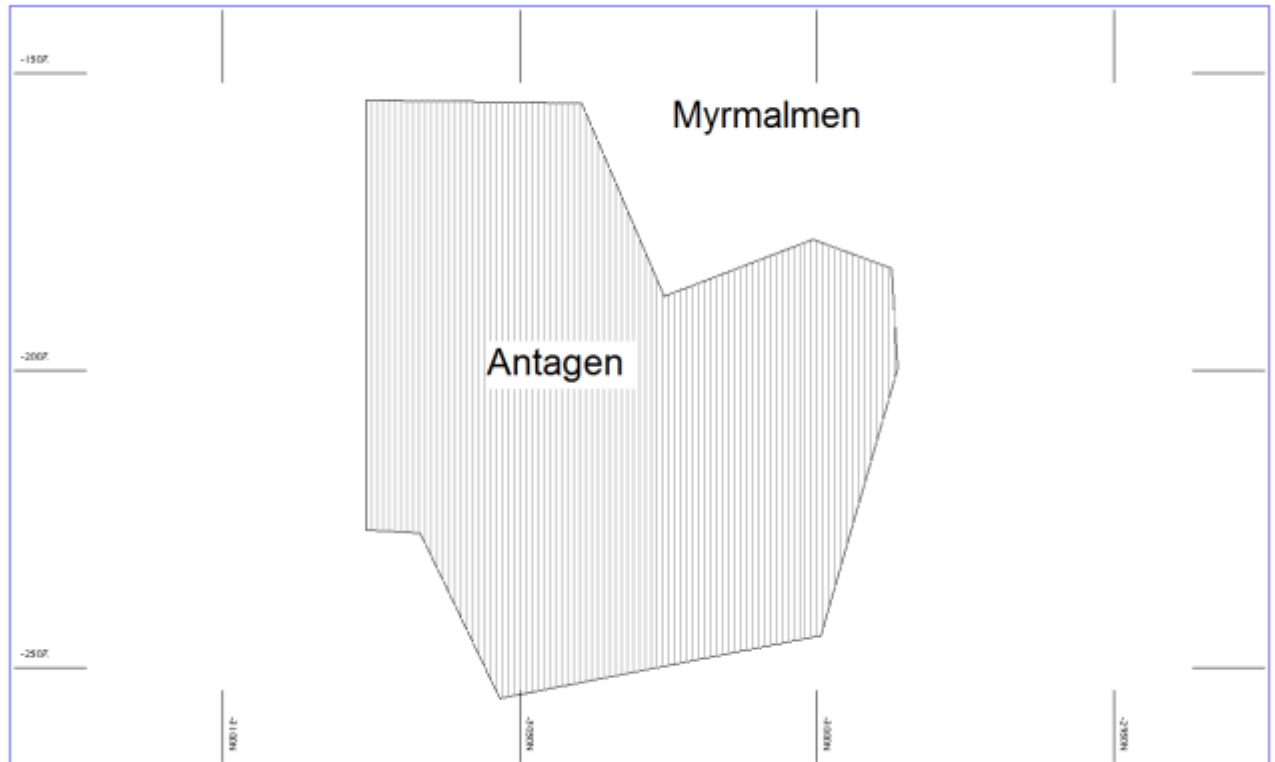
Strömsmalmen har brutits ner till nivå 177 och är tillredd på nivå 196. Mineraliseringen fortsätter mot djupet.



Figur 4. Längdprojektion Strömsmalmen och Botenhäll

Myrmalmen

Myrmalmen har brutit historiskt men inte av Dannemora Magnetit. Mineralisering sträcker sig från ca nivå 150 till nivå 250 meter och har potential att fortsätta mot djupet. Myrmalmen har brutit historiskt ner till nivå 190 samt tillredd ner till nivå 215 där även brytkransar är borrade i orten.



Figur 5. Längdprojektion Myrmalmen

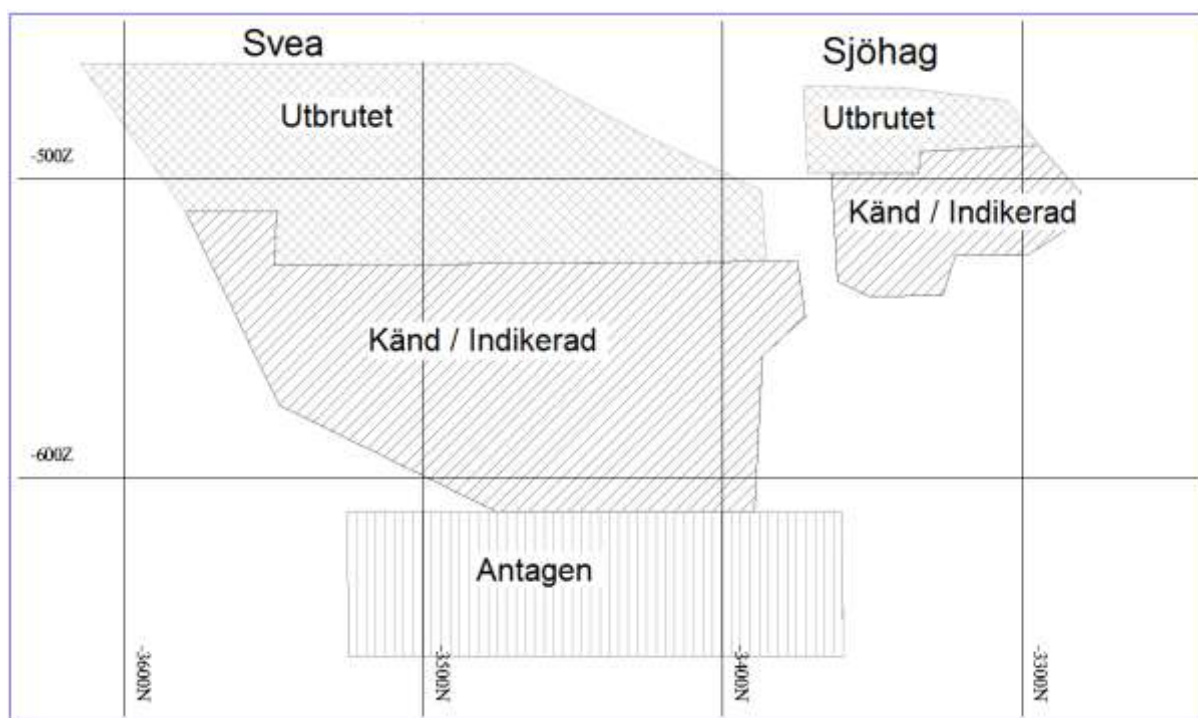
Svea / Sjöhog

Svea och Sjöhog har brutit före 1992 samt av Dannemora Mineral.

Sjöhog består av två mindre mineraliseringar. Sjöhog har brutit ner till nivå 506. Geofysiska mätningar visar att dessa mineraliseringar är delvis öppna mot djupet och har potential att fortsätta under nivå 550.

Svea är tillredd ner till och med nivå 554. Vid avslut fanns fortfarande brytkransar kvar på nivå 535 ort 2 och 3. För Nivå 554 är delar av orterna uppborrade.

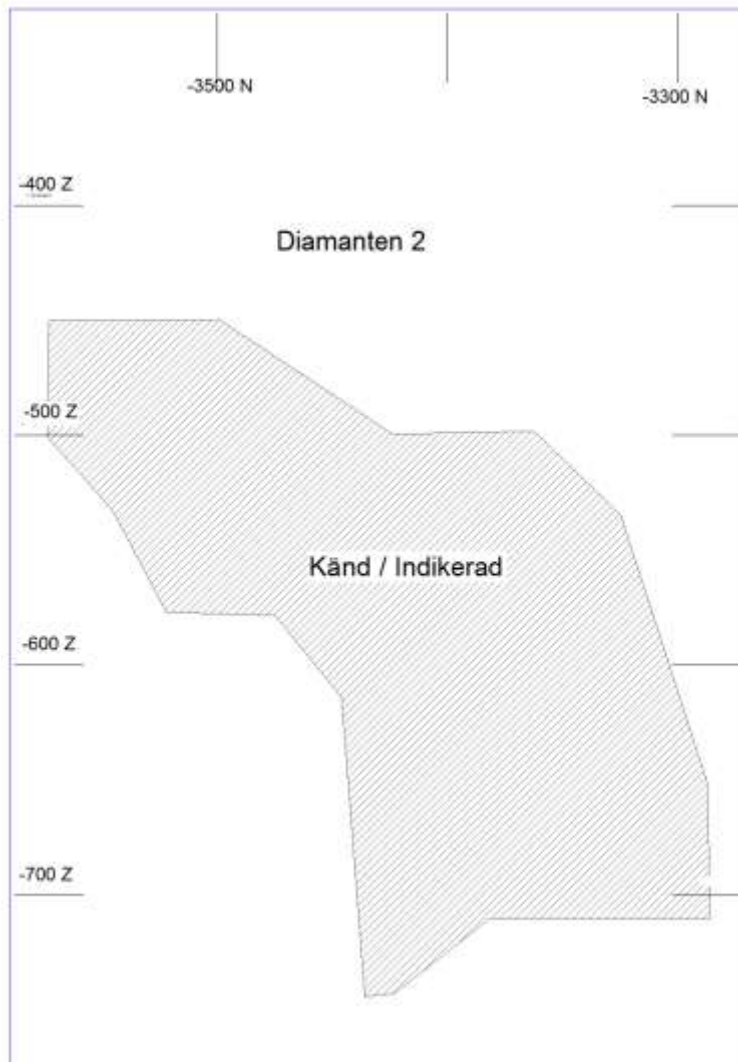
Svea är öppen mot djupet med potential att fortsätta under nivå 600.



Figur 6. Längdprojektion Svea och Sjöhog

Diamanten 2

Diamanten 2 är en helt obruten mineralisering som sträcker sig från ca nivå 450 ner till nivå 700 meter. Geofysiska mätningar visar att mineraliseringen är öppen mot djupet och kan med fortsatt kärnborrning utöka mineraltillgången.

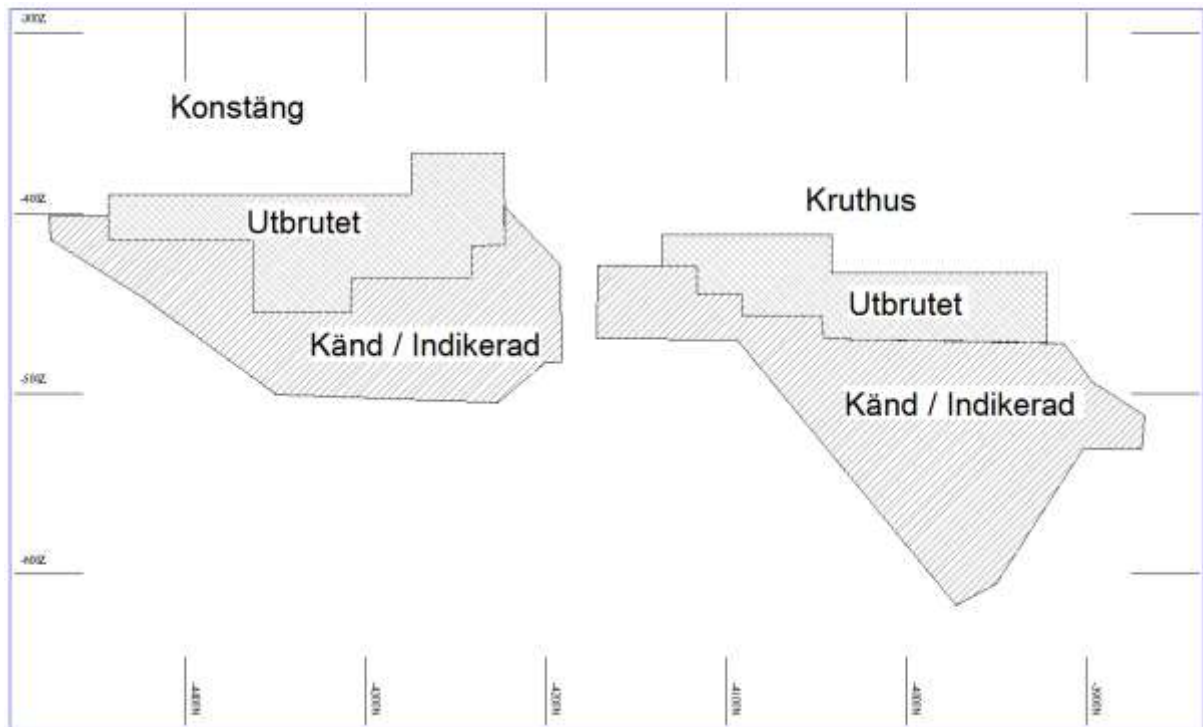


Figur 7. Längdprojektion Diamanten 2.

Kruthus / Konstäng

Konstäng brutit av ner till nivå 480 av Dannemora Mineral. Tillredning finns kvar på nivå 461 samt 480. Mineraliseringen når sin botten strax under 480 och potential för fortsättning mot djupet är låg.

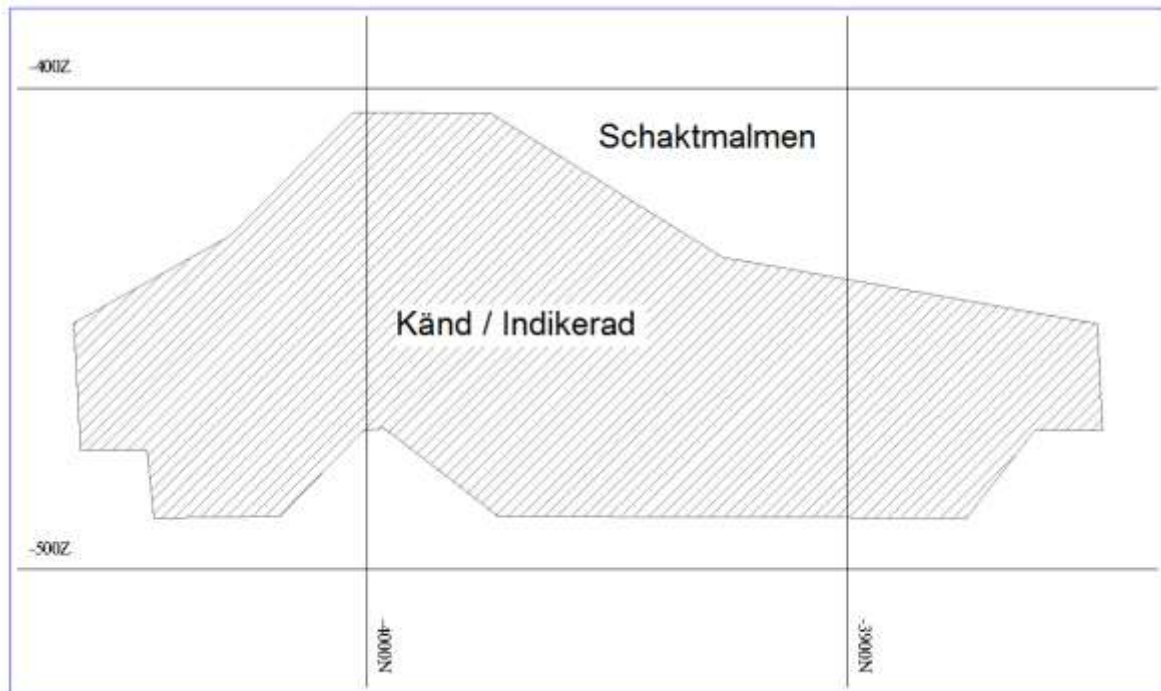
Kruthus har brutits ner till nivå 480. Mineraliseringen är påvisad ner till ca nivå 600 och har potential att fortsätta mot djupet främst i norra delen.



Figur 8. Längdprojektion Konstäng och Kruthus.

Schaktmalmen

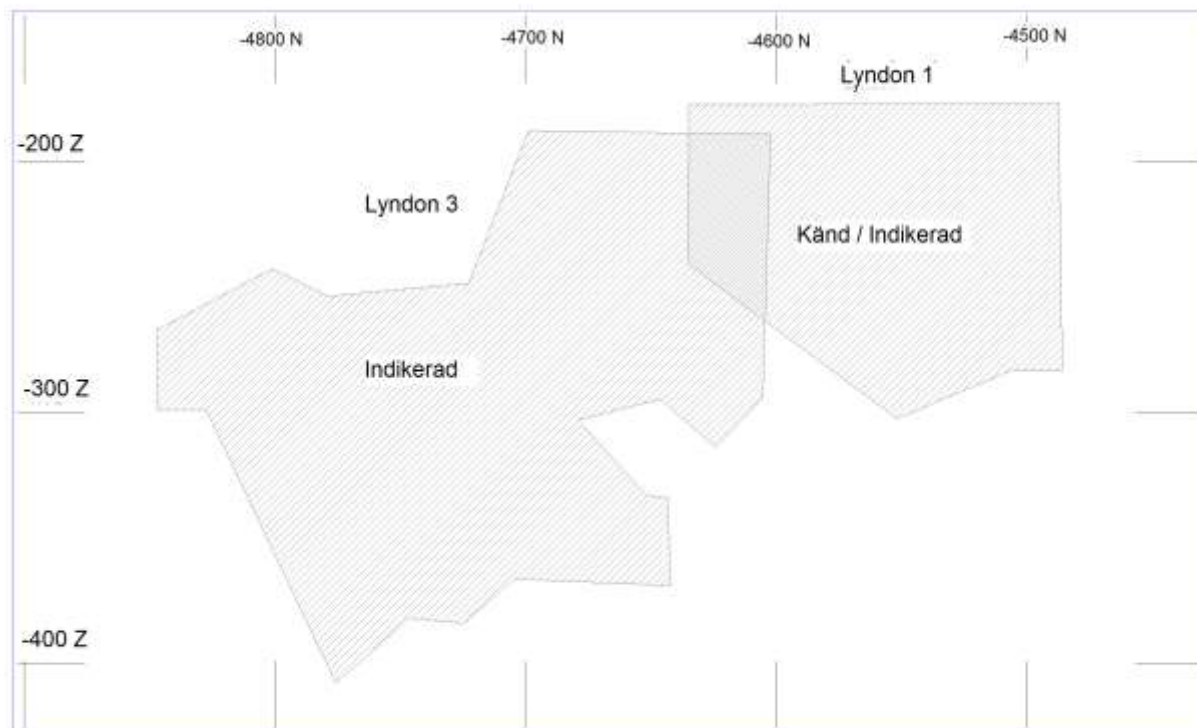
Schaktmalmen har inte brutit och är modellerad från nivå 400 ner till nivå 490. Resultat från kärnborrning visar låg potential för fortsättning mot djupet.



Figur 8. Längdprojektion Schaktmalmen.

Lyndon

Lyndon 1 och 3 har inte brutits och är modellerade från nivå 170 till 400.



Figur 9. Längdprojektion Lyndon 3 och 1.

Potential för fortsatt prospektering

Norra delen av fältet

Sedan gruvan återstartades har ett större prospekteringsprojekt genomförts bestående av tre djupborrhål från dagen (dbh 3087-3089) Dessa har borrats från nordöstra delen av Gruvsjön längs vägen som följer Sundbroån. Borrhålen planerades för att komma under de befintliga mineraliseringarna Norrnäs och Botenhäll, se figur 10. Samtliga borrhål träffar sektioner med magnetit på omkring 550 meters djup och indikerar tillsammans med historiska borrhål från dagen att de norra malmkropparna är öppna mot djupet och därmed har potential att med fortsatta undersökningar utgöra en ytterligare tillgång. Ett äldre kärnborrhål träffar magnetitmineralisering på strax över 1000 meters djup.

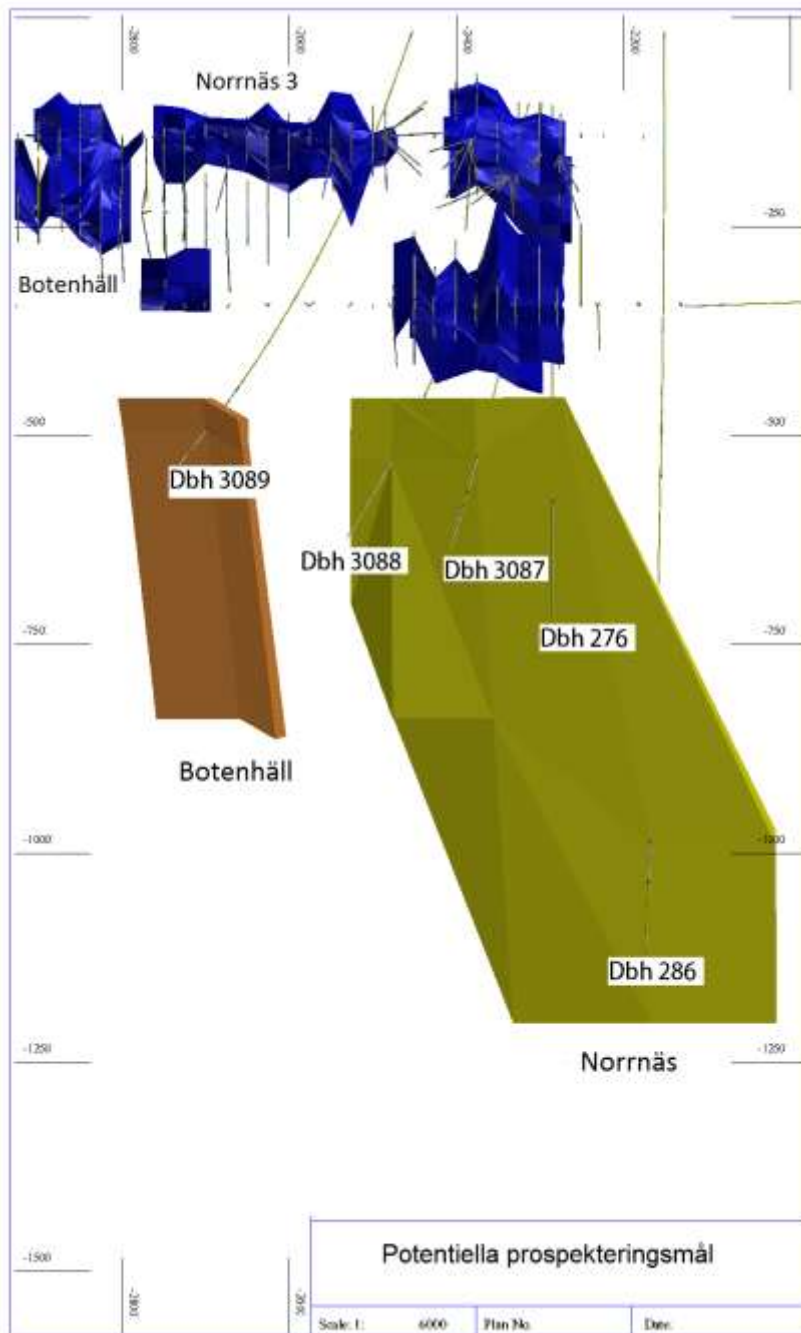
Svea, Sjöhog

Borrningar genomförda av Dannemora Magnetit, DMAB i området kring Sjöhog har mätts med tre-komponentsmagnetometri. Resultat visar magnetiska anomalier under södra delen av Sjöhog.

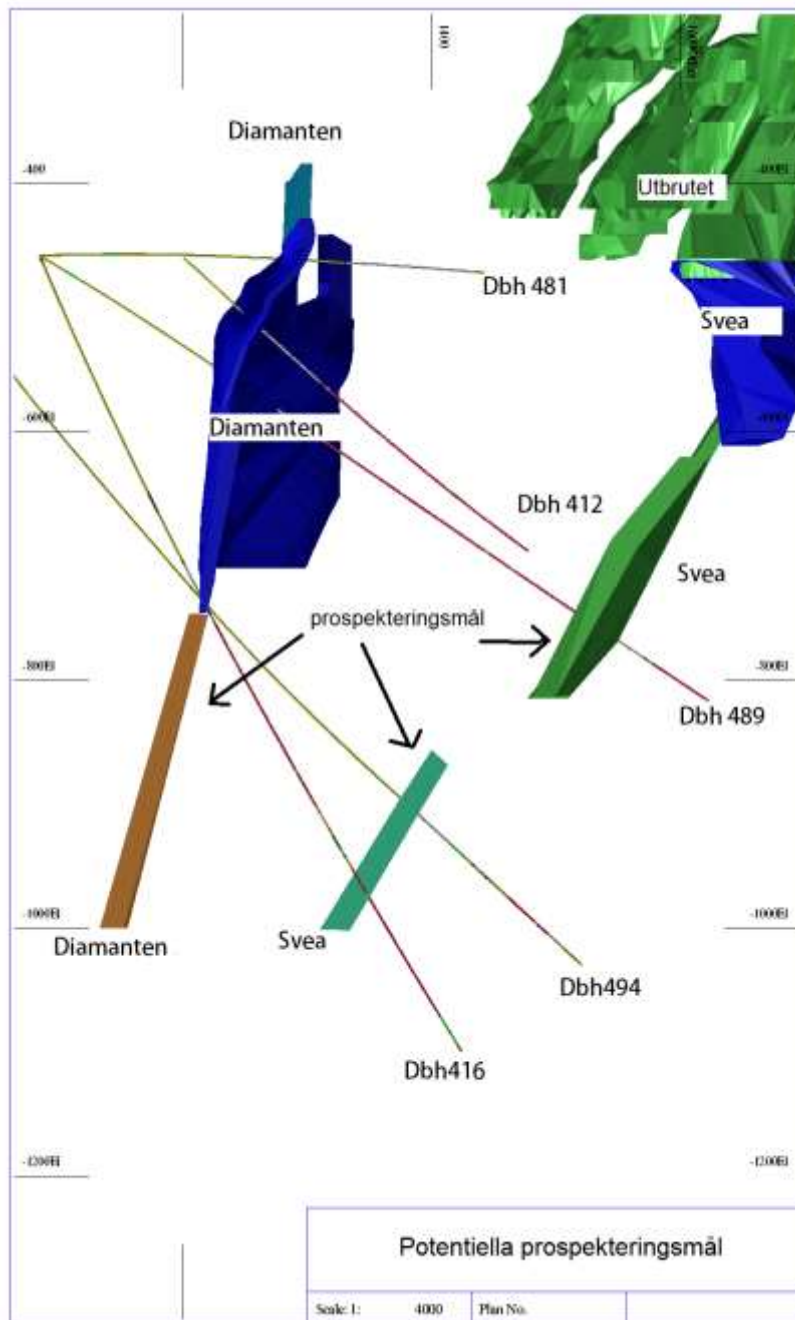
Från tiden före 1992 finns borrning som påvisar mineralisering mot djupet. Det kan röra sig om en förkastad del av Svea som återfinns i djupare delar. Magnetitmineralisering är påvisad på 900 meters djup genom kärnborrning, se figur 11.

Diamanten 2

Äldre borrhål och mätningar med 3-komponentsmagnetometri visar att mineralisering har potential att fortsätta mot djupet.



Figur 10. Vertikalprojektion. Gul och orange modell visar potentiella prospekteringsmål i norra delen av fältet. Blåa modeller visar redan påvisad mineraltillgång som delvis är utbrutna.



Figur11. Vertikalprofil med potentiella prospekteringsmål under Svea och Diamanten2. Blåa modeller visar redan påvisad mineraltillgång som delvis är utbrutna.

Dannemora

Gunnar Rauséus 2015-06-01

Historisk beskrivning

Under 2009 inleddes förberedelserna för återstart av Dannemoragruvan genom att ett högspänningsställverk för fördelning av elström till gruvan installerades. Uppgradering av inmatningen till 20 kV gjordes. I månadsskiftet januari-februari 2009 påbörjades en förlängning av Strömsmalmsrampen från nivå 160 meter. Därigenom möjliggjordes brytning av Strömsmalmen för provleveranser till presumtiva kunder. Totalt ca 90 000 ton produkter i form av styckemalm och fines levererades till olika stålverk i Europa under 2009 och 2010. För dessa provleveranser bröts närmare 300 000 ton råmalm på nivåerna 162 och 179 meter. Förädlingen skedde genom krossning och magnetseparering i ett steg på industriplanen i Dannemora.

Länsumpning inleddes den 26 maj 2009 för att dränera gruvan från 310 till 470 meters nivå. Sedimentationsbassänger anlades i västra delen av gruvområdet. Dräneringen avslutades i februari 2010. Totalt hade då 2,99 miljoner kubikmeter pumpats ut. Vattennivån understeg därmed 473 meter och huvudnivåerna på 350 respektive 460 meter blev tillgängliga.

Under år 2011 tömdes gruvan ner till 580 meter genom fortsatt pumpning. En permanent anläggning för vattenuppföring färdigställdes också. Arbetet med en ny dagramp ned till huvudnivån 460 meter påbörjades. Det första ventilationsschaktet med värmeanläggning, beläget invid nedfarten till den nya dagrampen, blev klart. Uppvärmning skedde med gasol transporterad i ledning från en centralt placerad tank. Ytterligare ett ventilationsaggregat för tilluft med uppvärmning iordningställdes i befintligt schakt vid Nordschakt. Ett frånluftsschakt öppnades mot dagen från nivå 28 meter vid Strömsmalmen. Rasborrning påbörjades i november på nivå 145 meter i Botenhällsmalmen och bedrevs även på malmkropparna Norrnäs 3, Strömsmalmen och Norrnäs 1 och 2.

Under år 2012 färdigställdes terminalen på industriområdet för lastning av färdiga produkter på järnvägsvagnar samt anslutningen till järnvägen Örbyhus-Hargshamn. Även tillfarts- och industrivägar anlades. Den första produktionssprängningen i gruvan genomfördes den 22 februari 2012. Den 1800 meter långa dagrampen blev klar i mars och användes därefter för uppfrakt av råmalm till en tillfällig krossanläggning som installerats på industriplanen. Det nya sovringsverket togs i drift i april 2012. Ett nytt spel för berguppföring monterades i gruvlaven samma månad.

Ett laboratorium med fullständig utrustning för finkrossning, malning och XRF-analys av prover preparerade som glassmälta, inrättat i det gamla anrikningsverket, igångsattes också i samband med driftstarten. På grund av att viktsutbytet i verket inte uppfyllde det

förväntade, gjordes i juni 2013 en utbyggnad av processen som höjde utbytet med några procentenheter till strax över 40 %.

Från och med produktionsstarten gick restprodukterna från sovringen via transportband till borrhål från dagen ned i de gamla tomrummen i Kruthus (två hål) och därefter Konstäng (ett hål). Gråberg från ortdrivning lades dels på upplag nordväst om Storrymningen, dels tippades det ner i Strömsmalms dagöppning och även tomrummet i Källarmalmen återfylldes med gråberg. För att minska volymerna av gråberg på upplag påbörjades ett projekt att krossa och bandtransportera materialet från dagen ned i Sjögruvan vid Nordschakt.

Dannemora 15 maj 2015

E. Alm, S. Johansson

GRUVRÄTTSLIG BESKRIVNING

Undersökningstillstånd och bearbetningskoncession

Undersökningstillståndet Dannemora erhöles 2005-07-01, omfattade 335,64 hektar och täckte gruvfältet med omgivningar. Delar av detta tillstånd övergick 2007-01-01 i bearbetningskoncession för området Dannemora, omfattande 176,8565 hektar. En markanvisning beviljad 2008-12-03 till förmån för bearbetningskoncessionen omfattade 285,7348 hektar.

År 2010 tillkom tre undersökningstillstånd, listade nedan, för att säkra samma område som det ursprungliga tillståndet Dannemora.

Dannemora nr 1	2010-02-02	5,06 ha
Dannemora nr 2	2010-02-02	60,29 ha
Dannemora nr 3	2010-02-02	115,29 ha

Samtliga nämnda tillstånd ägdes av Dannemora Mineral AB till 100 %. Tillståndet Dannemora nr 2 beviljades förlängning till 2016-02-02 med arealen minskad till 5 hektar och med dotterbolaget Dannemora Iron Ore Development som ägare.

Följande myndighetsbeslut har legat till grund för återupptagande av produktionen i Dannemora gruva år 2012:

Datum	Beslutsmyndighet	Beslutet avser
1966-02-02	Österbygdens vattendomstol (A 13/1966)	Vattendom gällande bland avsänkning av Gruvsjön och omledning av Sundbroån
1994-05-28	Östhammars kommun	Detaljplan för Dannemora
2007-01-01	Bergsstaten (Dnr 22-1294-2006)	Beviljande av bearbetningskoncession enligt minerallagen
2008-05-26	Länsstyrelsen (Dnr 432-4565-08)	Tillstånd till ändring av byggnadsminnet gruvlaven, sovring och anrikningsverket vid Dannemora gruvor
2008-06-18	Miljödomstolen (M3809-07)	Tillstånd att årligen bryta eller producera 2 miljoner ton styckmalm, mull och slig Tillstånd att anlägga och driva de anläggningar som behövs för verksamheten Tillstånd att leda bort inläckande vatten i gruvan samt utföra anläggningar för detta
2008-10-10	Länsstyrelsen (Dnr 432-14290-08)	Tillstånd till schaktning Harvik 4:28 Films-Österby 3:5

2008-12-11	Länsstyrelsen (Dnr 575-18714-08)	Tillstånd att utföra efterbehandlingsåtgärder enligt anmälan daterat 2008-11-23 med omfattning om ca 400 m ³
2008-12-19	Länsstyrelsen (Dnr 551-17875-08)	Tillstånd att påbörja rampdrivning och provleveranser enligt villkor i MD 3809-07, med en omfattning om ca 50 000 ton råmalm
2009-04-27	Länsstyrelsen (Dnr 555-01709-09)	Tillstånd att utöka den inledande verksamheten med rampdrivning och provleveranser enligt villkor i MD 3809-07, med en omfattning om ca 120 000 ton råmalm
2009-09-02	Länsstyrelsen (Dnr 555-191-09)	Beslut om kontrollprogram avseende miljöövervakning av dränering av gruvor
2009-10-20	Länsstyrelsen (Dnr 555-4005-10)	Tillstånd att minska storleken på sedimentationsbassängerna enligt villkor i MD 3809-07 från 4500 m ² till 850 m ²
2009-12-22	Länsstyrelsen (Dnr 555-15179-09)	Tillstånd att utöka den inledande verksamheten med rampdrivning och provleveranser enligt villkor i MD 3809-07, med en omfattning om ca 200 000 ton råmalm
2010-07-05	Länsstyrelsen (Dnr 555-55191-09)	Tillstånd att utöka den inledande verksamheten med rampdrivning och provleveranser enligt villkor i MD 3809-07, med en omfattning om ca 350 000 ton råmalm
2010-08-17	Länsstyrelsen (Dnr 431-3385-10)	Tillstånd enligt kultur och minneslagen för upptagande av ventilationsschakt
2011-11-28	Räddningstjänsten i Norduppland (Dnr 2011-000389)	Tillstånd för hantering av brandfarlig vara
2012-01-25	Bergsstaten	Anmälan om start av gruvdrift

Dannemora 15 maj 2015

U. Storeng

DANNEMORA

MINERAL AB



Områden med risk för sättning och/eller ras

Inledning

Brytningsrummen i Dannemora är mycket stora i jämförelse med andra gruvor, vilket varit möjligt på grund av det kompetenta sidoberget. Den brytning som gett stora brytningsrum börjar 100-200 meter under markytan. I Dannemora har ingen av malmkropparna hittills givit upphov till ras upp till markytan (dagen). Ovanför flertalet av de nu brutna malmerna finns äldre brytningsrum upp till dagen som är av mindre dimensioner. Storrymningen avviker med en längd av cirka 170 meter och en bredd på 40 meter. Under Storrymningen har man lämnat två cirka 25 meter tjocka mellanskivor mellan nivåerna 150-175 och 257-280.

Vid bedömning av riskerna för ras och sättningar är det viktigt att ta hänsyn till de kända större utfall som förekommit under jord men som hittills inte fortplantats till dagen. Sommaren 2014 inleddes ett samarbete med Uppsala universitet för att undersöka om det är möjligt att koppla viss seismisk aktivitet till specifika malmkroppar. Inga resultat har hunnit presenteras men det är planerat att ske i en masteruppsats.

I miljökonsekvensbeskrivningen anges att restprodukten från verket ska deponeras i de öppna rum som skapats genom malmbrytningen, bland annat för att stabilisera dessa. Vid återstarten av driften 2012 planerades att de större brytningsrummen skulle fyllas och Kruthus och Konstäng är nu delvis återfyllda med restprodukt. Sjöhag är delvis fyllt med krossat tillredningsberg och Strömsmalmens dagöppning är fylld med tillredningsberg. Ett planerat deponihål till Svea har inte borrats. I och med att produktionen upphört finns begränsade mängder material att fylla tomrum med, nämligen gråbergsupplaget om cirka 90 000 m³ vid Svea, "Skidbacken" om cirka 95 000 m³ samt restprodukt från provbrytningen om cirka 43 000 m³. Övriga mindre upplag uppskattas till totalt 30 000 m³.

I den fortsatta beskrivningen lämnas förslag på åtgärder för respektive brytningsrum.

Sammanfattning av rekommendationer

Följande åtgärder rekommenderas för att förbättra stabiliteten, detektera eventuella rörelser eller förhindra obehöriga att beträda riskområde efter gruvans nedläggning:

Återfyllning av brytningsrum

För att förbättra bergstabiliteten rekommenderas att brytningsrummen i möjligast mån återfylls med material från gruvdriften. Material från upplaget vid Svea samt "Skidbacken" bör återfyllas i Sjögruvan. Detta bör ske samtidigt för att minimera risken för vattenlås. Materialet från provleverans bör deponeras i Konstäng. Övriga mindre upplag bör i huvudsak återfyllas i Sjögruvan.

Nya borrhål från dagen för kontroll av brytningsrum

Tre hål borrar från dagen mot hängväggen på Konstängs nedre brytningsrum. Hålen bör träffa brytningsrummet på ca 215- 250 meters djup. I dessa monteras mättrådar/stänger för att detektera eventuella ras (fig. 1).

Ett hål bör borrar till Konstängs övre brytningsrum för att kontrollera eventuella inras (fig. 1). Borrhålets längd uppskattas till 30 meter. Borrhålet lodas 2 gånger per år.

Lodning av hål från dagen

Lodning av befintliga deponihål till Kruthus och Konstäng för att mäta takhöjden i brytningsrummet. Se tabell 1 för tidsintervall.

Mätning av avvägningspunkter

Mätning av precisionsavvägningspunkter vid Svea, Konstäng och Kruthus bör göras 2 gånger per år.

Stängsel

För avgränsning av riskområdet vid Svea-Sjöhag bör ett nytt stängsel anläggas. En bilgrind ska finnas vid vägen till Strömsmalmsrampen. Stängslet föreslås också inrymma Strömsmalmen och några äldre gruvhål norrut. De äldre Botenhällsgruvorna stängslas separat. Konstäng kan behöva stängslas beroende på utvärdering av kontrollmätningar som föreslås. Stängsel på Storrymningens västra sida behöver bytas. För längder på stängsel se tabell 2.

Tabell 1. Sammanställning av rekommendationer för stabilitetskontroll

Område	Lodning deponihål	Ytterligare fyllning	Nytt stängsel	Nya borrhål mättrådar	Kontroll och Avvägning
Konstäng	4 ggr år 1	Ja	655 m	900 m	2 ggr/år
Konstäng övre rum				30 m	
Kruthus	2 ggr/år				2 ggr/år
Storrymningen			250 m		
Svea			340 m		2 ggr/år
Sjöhag		Ja			
Botenhäll			115 m		

Tabell 2. Förslag på nya stängsel

Område	Längd meter
Svea-Strömsmalmen	340
Eventuellt nytt, Storrymningens västra sida*	250
Konstäng	655
Äldre Botenhällsgruvorna, antagen längd	115
Summa	1360

Skyltar

Stängsel vid rasriskområde Svea kompletteras med skyltar "rasriskområde".

Beskrivning av brytningsrum

Nornäs

Nornäs består av malmkropparna Nornäs 1, 2 och 3 som ligger längst norrut i fältet. Risk för ras till markytan bedöms som ringa.

Botenhäll

Ett brytningsrum med en vertikal höjd om cirka 75 meter har skapats 2012-2014. Om ingen malmbrytning sker föreligger ringa risk för sättningar på markytan. Inga åtgärder anses nödvändiga. De äldre Botenhällsgruvorna stängslas (längden i tabell 2 är antagen).

Strömsmalmen

Brytningsrummet är till övervägande del återfyllt. På grund av rummets fältstupning mot norr fylls inte hela rummet (rasvinkeln har mätts till 38 grader i dagen). Om ingen malmbrytning sker bedöms inga ras i dagen ske. Inga åtgärder anses nödvändiga.

I detaljplanen från 1994 är markytan klassad som rasriskområde vilket inte längre är nödvändigt om inte någon brytning sker. Skulle brytning ske bör hänsyn tas till att flera äldre gruvor finns i anslutning till Strömsmalmen och dess ramp.

Svea-Sjöhag-Mellanfältet

Området kring Svea-Sjöhag är idag klassat som raskriskområde. Instabilitet och rasutveckling mot dagen är svårt att bedöma eftersom det saknas information om i vilka områden det rasar och hur mycket det rasar. Den översta delen av Svea, ner till cirka 150-250 meters djup, har tidigare brutits i flera mindre brytningsrum. Ett större sammanhängande brytningsrum finns enligt gamla gruvkartan från nivå 160 och ner. Toppen av detta rum ligger endast 10 meter väster om de mindre övre rummen. Vid borrning av ett sonderingshål (dbh 3196) nåddes genomslag vid 149 meters nivå vilket sannolikt visar att taket i det större rummet har rasat. Skulle det undre brytrummet genom ras sammanbindas med de övre skulle det kunna medföra förändringar i markstabiliteten.

Den omgivande bergmassan omkring Svea och i den mellersta delen av gruvan, där det finns flera öppna brytningsrum, bedöms egentligen vara av bra kvalitet enligt gamla gruvkartan. Alla brytningsrum har nära vertikala bergväggar vilket medverkar positivt till hängväggens stabilitet. Det är brytningsrummets storlek och zoner med dåligt berg som gör området instabilt. Under jord har rörelser på liggväggen konstaterats på nivå 350 och i Svearampen till 460. Det medför att nivåerna 300, 260 och 215 också påverkas eftersom brytningsrummet bedöms vara tomt ovanför nivå 380. Detta medför att bergväggarna spricker upp och rasar ner i det tomma brytningsrummet vilket leder till ökad uppsprickning i området. Inrasat gråberg i Svea antas nå upp till nivå 380 meter men det finns inga möjligheter att göra observationer. Inga observationer har heller kunnat göras av hängväggens läge i Svea.

Ett schakt på liggväggen (Bondgruvan) har filmats från markytan och såg ut att vara intakt hela vägen ner till cirka nivå 250. Schaktet är sänkt till nivå 260 men det bedöms ligga berg längst ned, orten på 260 kunde inte ses. Att schaktet inte uppvisar skador tas som intäkt för att liggväggen vid Svea fortfarande är stabil. Liggväggens stabilitet närmare markytan kan i framtiden förändras om Svea brytningsrum fortsätter att rasa i hängvägg och tak.

Sjögruvan (namn på dagöppningen) har filmats ner till 102 meters djup 2014-06-03 av Bergteamet, filmen visar inget som tyder på instabilt berg. Hängväggen på Sjöhag rasade på 1980-talet vilket medförde att arean på nivå 240 blev cirka fem gånger större. Ett ras inträffade också i intilliggande Nordschakt. Inga ras har observerats under denna brytningsperiod. Äldre dokumentation finns.

Sjöhagsgruvan har under 2014 fyllts med 80 kton gråberg (cirka 40 000 m³) upp till cirka 230 meters nivå. Kulturenheten på länsstyrelsen har beslutat att fyllen ej får nå över nivå 100.

Det sonderingshål som borrats 2014 mot Svea kan instrumenteras men är nu igengjutet på grund av rikligt vattenflöde. Det är olämpligt att borra igenom till öppet rum eftersom området är mycket vattenförande.

Borrhål med gamla mättrådarna finns. Deras funktion är osäker men kan kontrolleras och eventuellt kan en ominstallation göras.

Rekommenderade åtgärder

Fyll Sjögruvan upp till maximalt nivå 150. Nuvarande staketgräns på liggsidan efter vägen mot Nordschakt behålls förutsatt att Sjögruvan fylls upp minst till nivå 180 med material från Sveaupplaget och Skidbacken.

Kontrollera uppsprickning till markytan och leta efter andra tecken på markrörelser 2 gånger per år de första fem åren. Därefter görs en ny bedömning av nödvändiga intervall (fig. 3).

Det finns fyra precisionsavvägningspunkter och en referenspunkt vid Svea (fig. 4). Dessa bör mätas 2 gånger per år och utvärderas om rörelse skett.

Ett staket med anslutning mot befintligt staket vid Storrymningen dras över korsningen norr om gasoltanken och ut mot Gruvsjön. I norr kan staketet dras från grinden där det 2 meter höga staketet slutar och ut mot Gruvsjön (fig. 5)

Om vägen mot Strömsmalmsrampen ska användas bör regelbunden avsyning ske för att avgöra om sättningar i dagen uppstår ovanför Svea-Mellanfältet vilket i så fall ska utvärderas och bedömning om ytterligare åtgärder göras.

Kruthus

Äldre dokumentation finns avseende ras i Kruthus (pärmar "Stabilitet"). Zoner med krossat/sprucket berg finns i äldre borrhärnor från området. Innan brytningen återupptogs var avståndet mellan tak och inrasat material cirka 110-150 meter. Kruthus är idag till stora delar återfyllt med restmaterial från sovringsverket. Mätning av höjden av det återfyllda materialet samt läget på brytningsrummets tak har gjorts genom lodning i deponihålen 1 och 2. Takets läge var oförändrat fram till januari 2015. Därefter indikerar mätning i mars att taket rasat cirka 15 meter. I maj 2015 var avstånd mellan fyll och tak 26 meter. Den 5 maj 2015 fanns cirka 120 meter berg ovanför rummet vilket innebär att om fortsatta ras i taket sker fylls det återstående tomrummet upp och stabiliseras, se tabell 3 och figur 6.

Tabell 3. Mätningar i deponihål Kruthus. (nivå i gruvans koordinatsystem)

Deponering	Mätdatum	avst. Tak/fyll	Nivå tak	Nivå fyll
Kruthus 1 z=-14,9	2013-10-03	47,5 meter	156 meter	204 meter
Kruthus 2*, z=-12,7	2014-03-13	1,7	151,8	153,5
Kruthus 1	2015-02-27	33	157	190
Kruthus 1	2015-05-05	26	141	167
Kruthus 1	2015-05-27	27	140	167
Bedömd nivå gråberg före april 2012				300-260

Rekommenderade åtgärder

Deponihålen lodas 2 gånger per år och takets och fyllens läge noteras. Markytan i området avsynas och de installerade spända trådarna ovan jord (koordinater, bilaga) kontrolleras 2 gånger per år de första fem åren (det är inte säkert att de spända trådarna är i funktion men hittills har DMAB antagit att de fungerar). Därefter utvärderas behovet av kontroll.

Det fanns fyra precisionsavvägningpunkter och en referenspunkt vid Kruthus, två har förstörts, troligen påkörda, och en behöver grävas fram (fig. 7).

Dessa 2 punkter bör mätas 2 gånger per år för bedömning om rörelse skett.

Konstäng

Konstäng har återfyllts med restmaterial från sovringsverket. Konstäng består av ett övre och ett undre brytningsrum där deponihålet mynnar i det undre brytningsrummet. Lodningar i deponihålet har utförts för att bestämma nivån för brytningsrummets tak samt nivån för det deponerade restavfallet, se tabell 4. Vid besök på nivå 215 i maj 2015 var nivån för det deponerade materialet på cirka 205 meter och brytningsrummets tak låg enligt lodning på nivå 157, se tabell 4. Detta ger ett avstånd mellan fyllnadsmaterial och takhöjd på cirka 50 meter. Före 2012 kan avståndet mellan tak och fyll ha varit mellan 100 och 115 meter.

Vid borring av sonderingshål och genom lodning i deponihål och i Konstängsschaktet har ras från brytningsrummets tak konstaterats. Konstängsschaktets botten låg tidigare på nivå 180 men har nu rasat så att förbindelse öppnats till brytningsrummet under. Lodning ner till nivå 234 meter indikerar nivån för fyllen. Figur 8 visar Konstäng deponihål och fyll.

Tabell 4. Utförda mätningar i deponihål Konstäng (nivå i gruvans koordinatsystem).

Deponering	Mätdatum	avst. tak/fyll	Nivå tak	Nivå fyll
Deponihål borring	20140407		187,6	Ej mätt
Konstäng	20140605	80 meter	168,8	250 meter**
Konstäng	20150226	50 meter	165,8 meter	215,8 meter
Konstäng	20150505	54	157	211
Konstäng	20150527	40	164	204
Lodning* i Konstängsschakt	20141114	Taket har rasat	?	234 meter
Bedömd nivå grb. Före -12				300, lutande

*Schaktbotten skulle ha varit på 180 meter

** Troligen något bergblock som stuckit ut och hindrat lodet att komma djupare.

I maj observerades att liggväggsorten på nivå 175 har rasat, troligen utefter den karterade skölzonen.

Det mest kritiska området bedöms vara hängväggen från Gruvlokalen (Harvik 40:51) och norrut mot korsningen vid huvudrampens nedfart. Området kommer att behöva övervakas för att kontinuerligt bedöma eventuella risker.

Konstängs övre brytningsrum bröts på 1890-talet och ligger 30 meter under allmän väg (nivå 45). Rummets bredd ökar från 2,5 meter och är som mest ca 12 meter. Inga observationer har gjorts om förändringar av detta brytningsrum. Under 1970-80 talet utfördes avvägning utefter vägen.

Om taket runt Konstängsschaktet börjar äta sig uppåt kan det övre brytningsrummet påverkas och leda till risker för sättningar på markytan. Om övervakningen visar att rörelser sker bör läget för rörelserna utvärderas med tanke på landsvägen. Vägen passerar rakt ovanför det undre brytningsrummets sydligaste del, vilket tydliggörs av slutkartans längdprofil LRP1. Kartan visar också att rummet beräknas vara fyllt upp till nivå 240 vid vägens läge.

Rekommenderade åtgärder

Eftersom rasutvecklingen och påverkan på markytan inte kan bedömas bör ett eller flera hål borrar på hängväggen mot Konstängs nedre brytningsrum. Detta för att bestämma hängväggens läge och installera mättrådar eller extensometer för att fortsätta att kontrollera om förändring sker. Borrhålsdiametern bör vara minst 70 mm för att rymma 3 mättrådar. Vid borrhålsdiameter 100 mm kan upp till 5 trådar monteras i ett hål. Första mättråden monteras 10 meter från brytningsrummet och därefter 25 meter mellan övriga.

Om inte områdets rasrisk undersöks genom borrhning mot hängväggen bör området stängslas in enligt förslag, (fig. 4).

Ett befintligt sonderingshål kan instrumenteras med mättrådar för att lättare kontrollera eventuella utfall.

Konstängsschaktet och/eller befintligt sonderingshål (dbh 3183) scannas eller mäts för att avgöra takets läge. Deponihålet ska lodas. Dessa uppföljande mätningar bör ske 4 gånger under år 1 med efterföljande utvärdering.

Nivån för taket i Konstängs övre brytningsrum bör kontrolleras med borrhning intill den allmänna vägen. Utifrån resultatet bedöms behovet av vidare åtgärder.

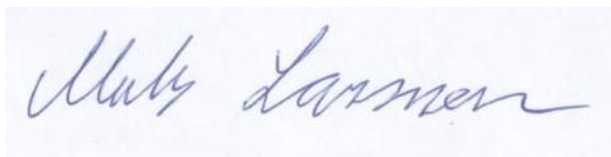
Det finns fyra precisionsavvägningspunkter och en referenspunkt vid Konstäng (fig.9). Dessa bör mätas 2 gånger per år för bedömning om rörelse skett.

Undre brytningsrummet bör fortsätta att fyllas. Bland annat kan restmaterial från provleveranserna deponeras där.

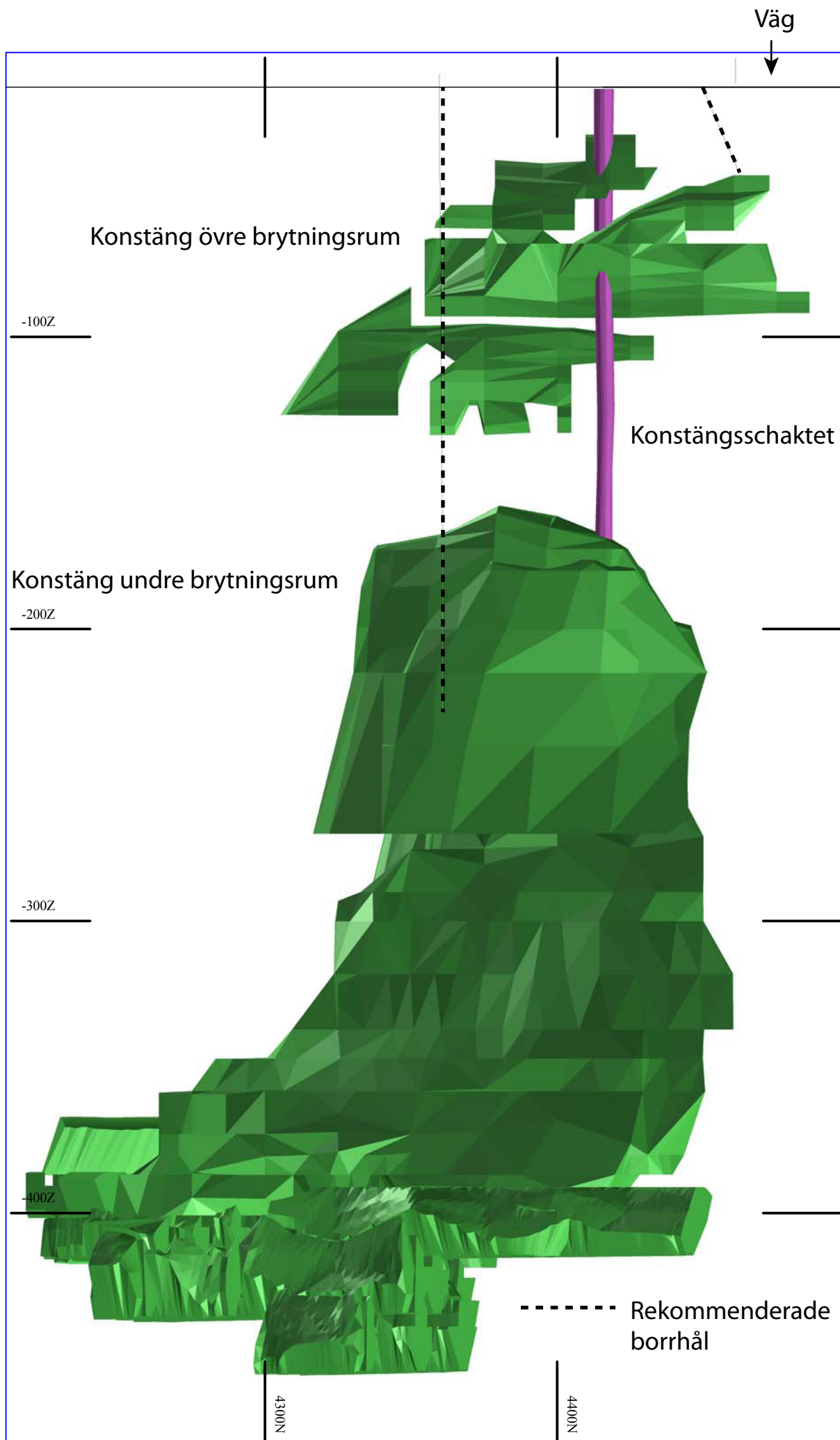
Stängsel

Konstäng kan behöva stängslas beroende på utvärdering av de borrhål som föreslås. Stängslet ska ansluta till befintligt stängsel norr och öster om Storrymningsvägen 13, passera öster om Storrymningsvägen 15 (Harvik 4:51), följa landsvägen mot Österbybruk förbi Konstängsmalmen och därefter dras norrut mot befintligt staket. Om utvärderingen av övervakningen som föreslås visar att det finns risk för sättningar i landsvägen kan det bli nödvändigt att stänga av vägen.

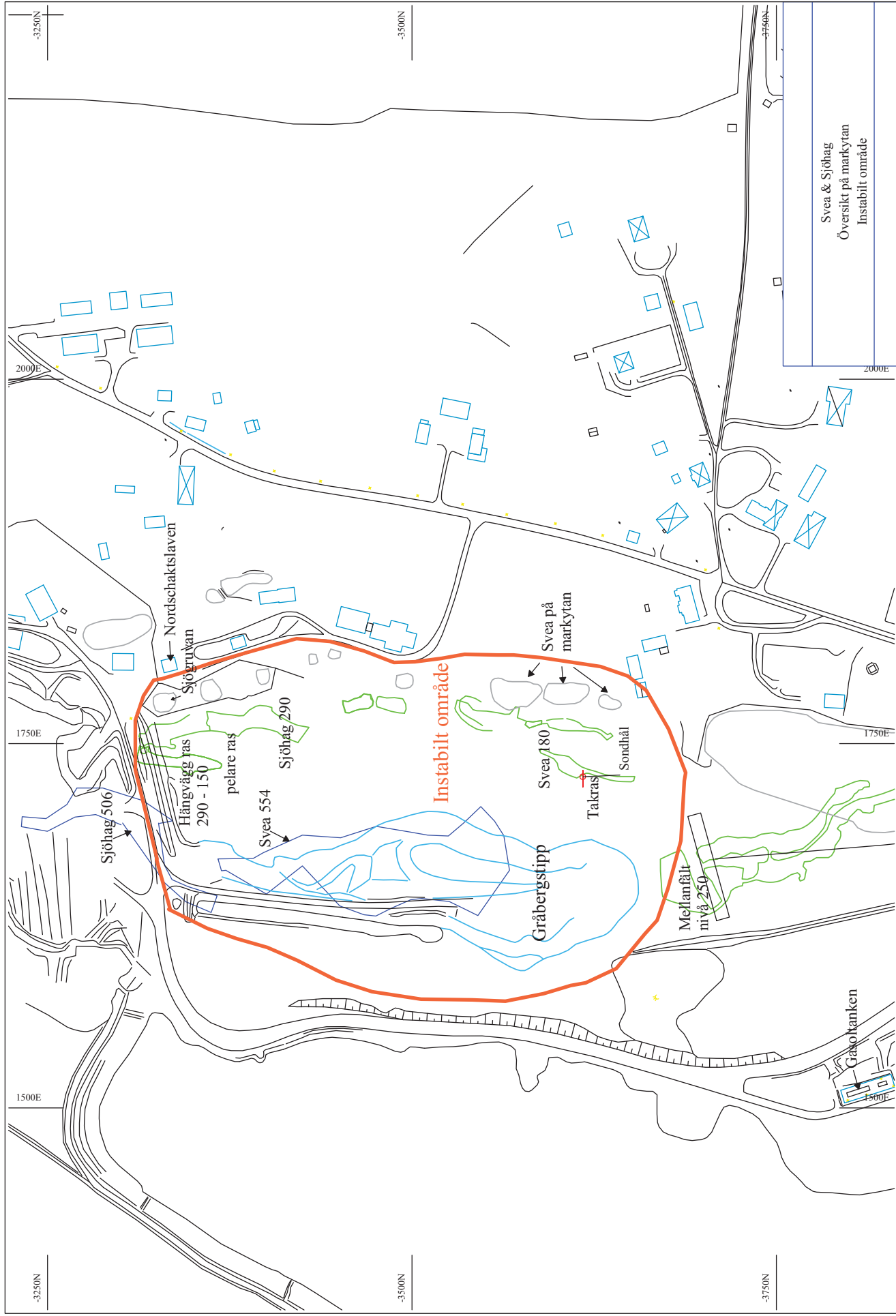
2015-09-27

A handwritten signature in blue ink, reading "Mats Larsson". The signature is written in a cursive style with a long horizontal stroke at the end.

Mats Larsson



Figur 1. Schematisk bild på placering av föreslagna borrhål mot Konstängs undre och övre brytningsrum. Notera läget för vägen mot Österbybruk



Figur 2. Röd linje markerar det huvudsakliga område där risk för påverkan av markytan finns. Risken är högre så länge Svea brytningsrum ej återfyllts

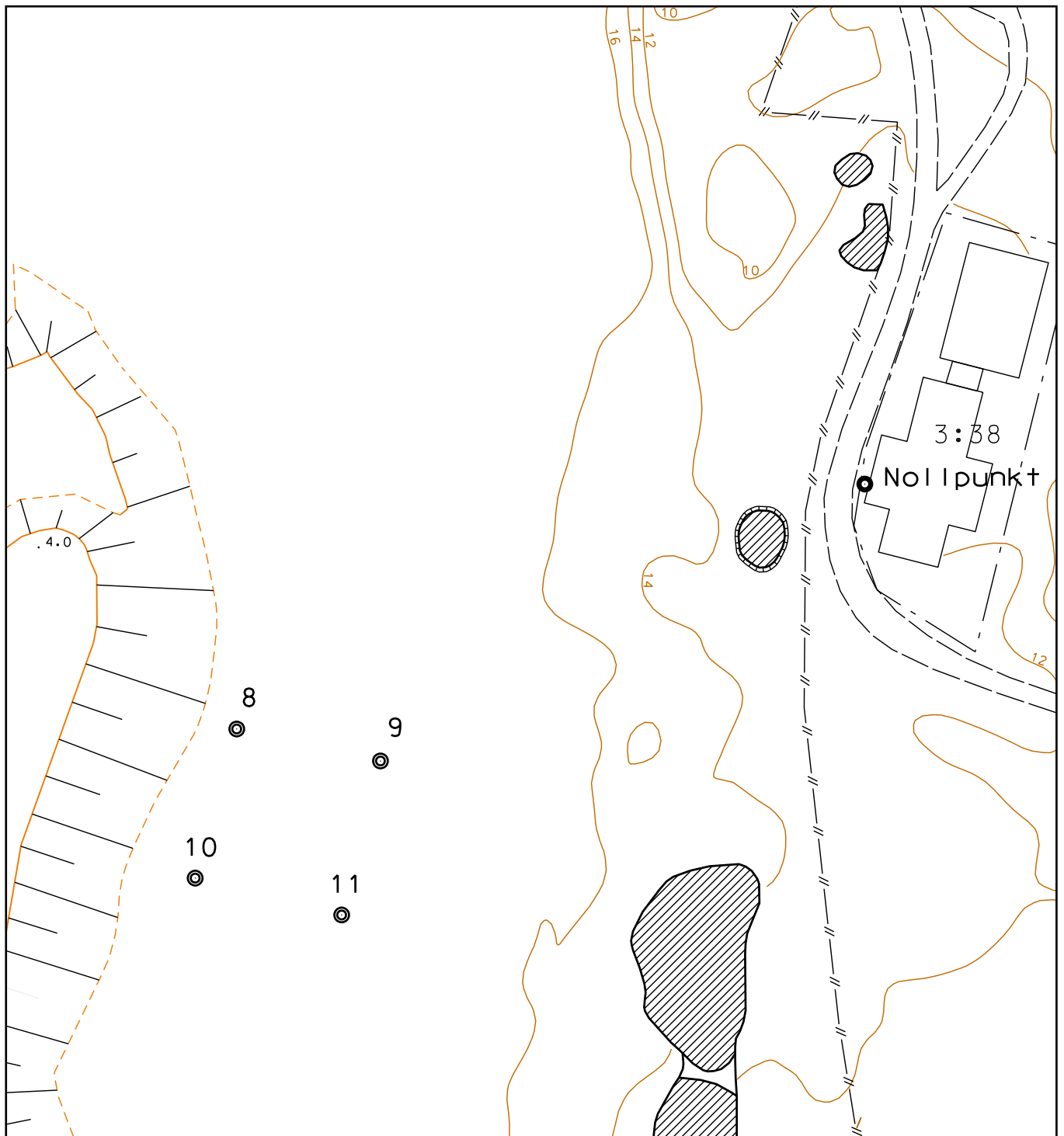
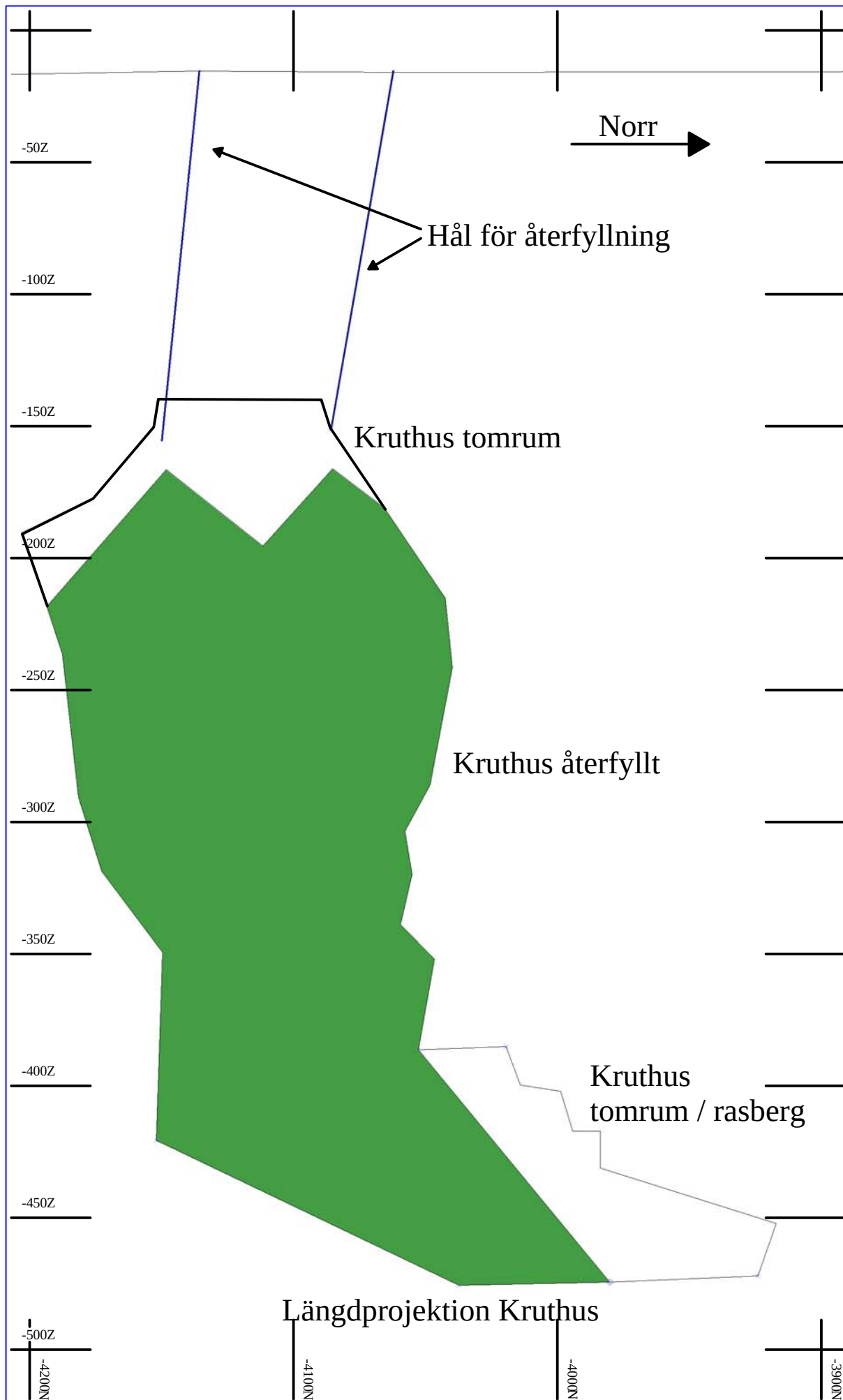


Fig 3. Punkter för precisionsavvägning vid Svea. Koordinater se bilaga.



Figur 5. Grönt visar teoretisk återfyllning. Notera att alla delar kanske inte fylls ut pga rasvinkeln. Rasvinkeln för återfyllen kan vara 38 grader. Utrymmet kan ha fyllts upp av inrasat sidoberg.

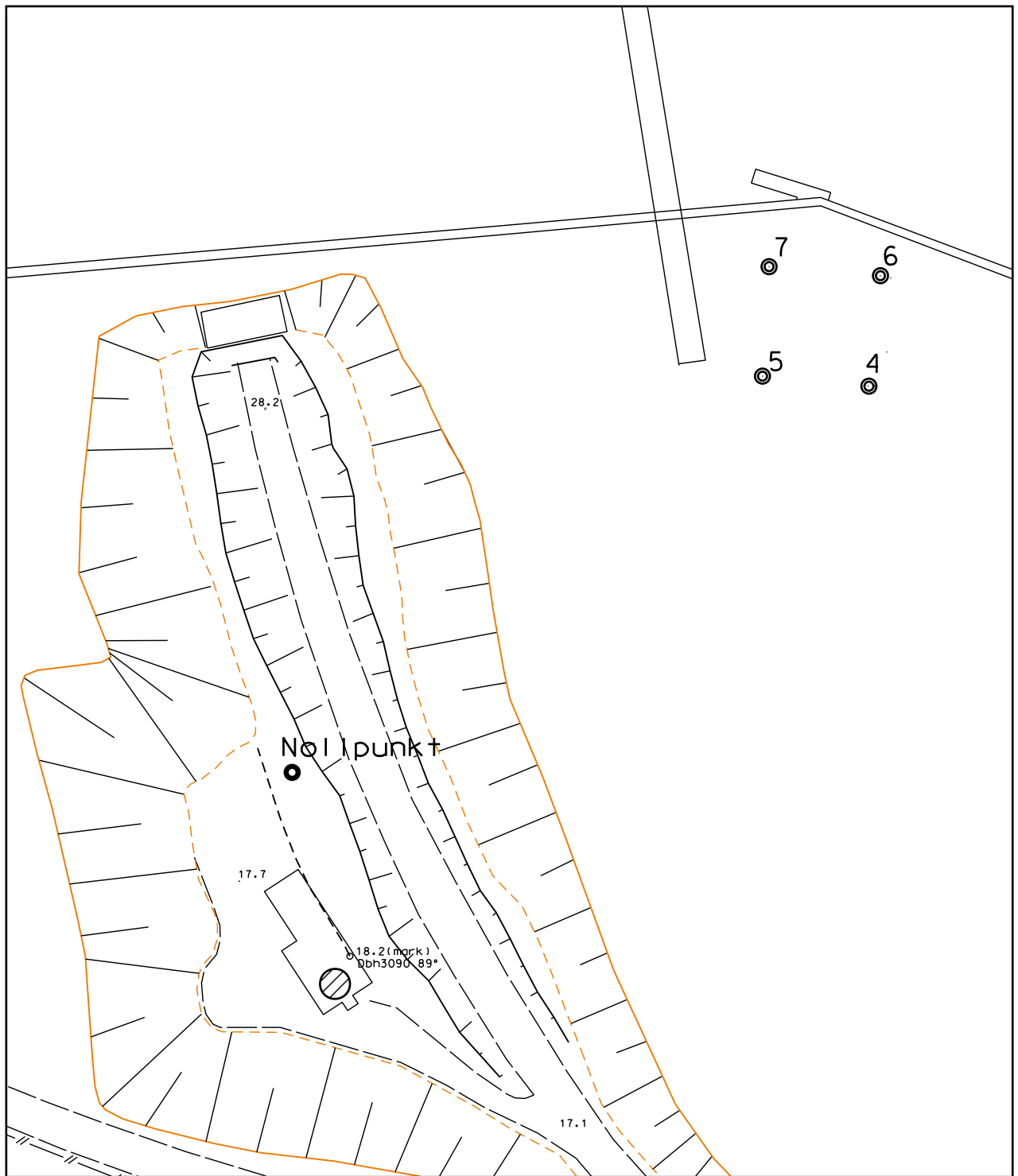
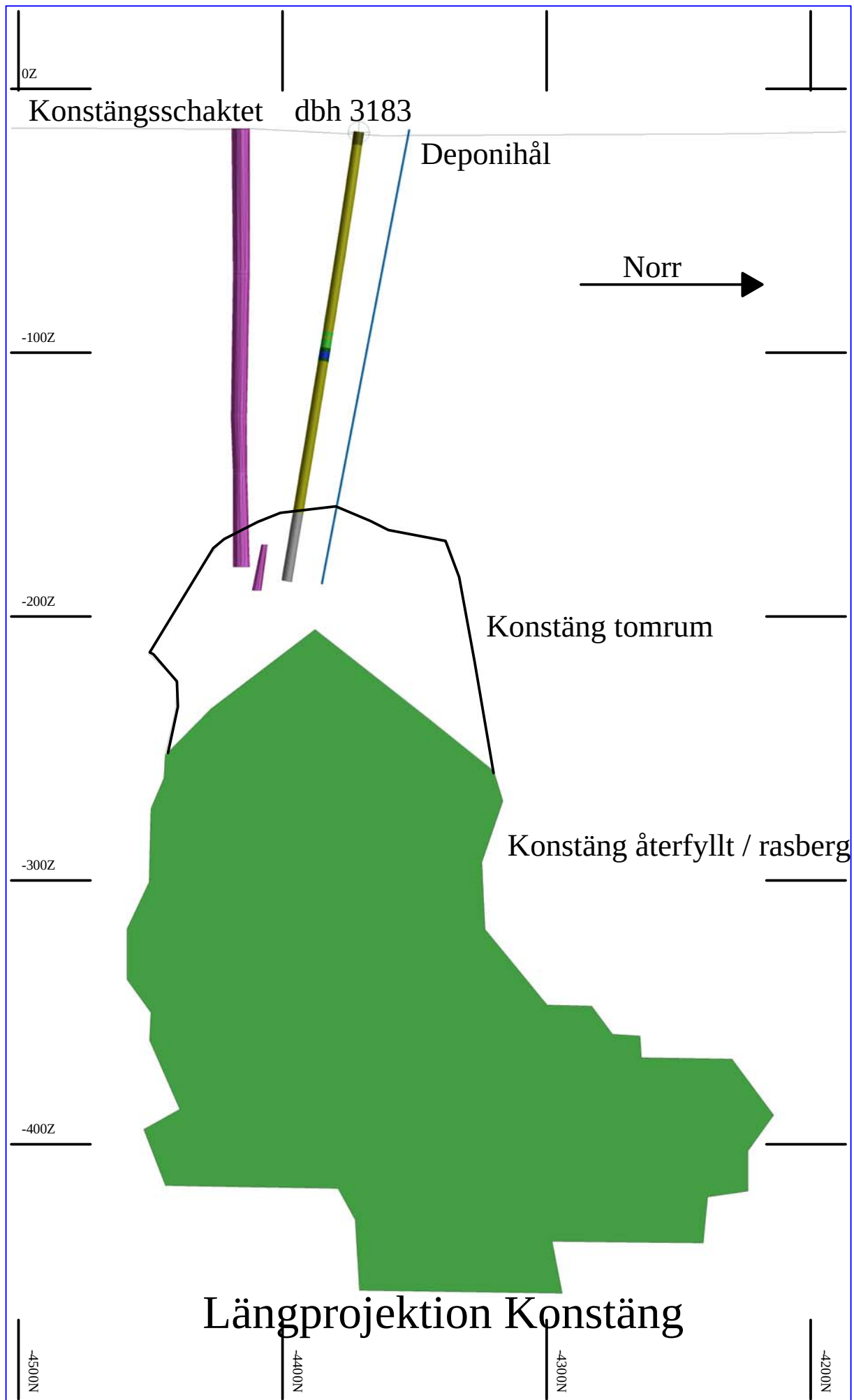


Fig 6. Punkter för precisionsavvägning vid Kruthus. Koordinater se bilaga.



Figur 7. Grönt visar teoretiskt återfyllt material i Konstängs undre brytningsrum. Pga rasvinkel på 38 grader är inte alla utrymmen återfyllda. Deponihålets diameter är 660 mm.

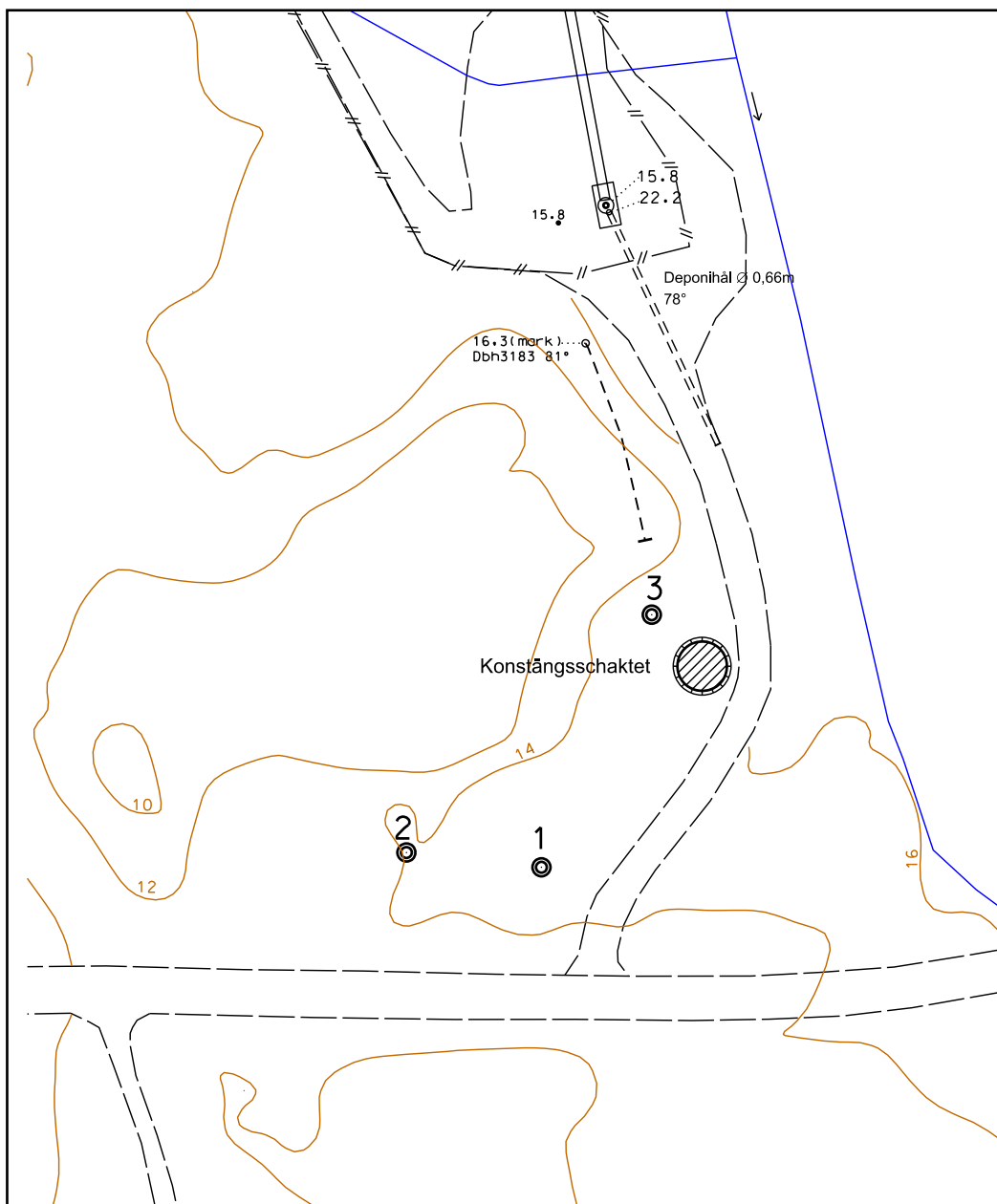


Fig 8. Punkter för precisionsavvägning vid Konstäng. Koordinater se bilaga.

Bilaga. Koordinater i gruvans lokala koordinatsystems-system. Borrhål där spända trådar installerats före 1992

Z-värde mindre än -20 är borrarat under jord

Spända trådar Diamenten- Svea från markytan:

Hole ID: 666, Collar Y: -3650.00, Collar X: 1603.00, Collar Z: -18.29, Depth: 170.55

Hole ID: 668, Collar Y: -3650.00, Collar X: 1603.00, Collar Z: -18.29, Depth: 179.00

Hole ID: 667, Collar Y: -3650.00, Collar X: 1603.00, Collar Z: -18.29, Depth: 171.05

Hole ID: 690, Collar Y: -3750.00, Collar X: 1618.00, Collar Z: -14.48, Depth: 203.20

Hole ID: 689, Collar Y: -3750.00, Collar X: 1618.00, Collar Z: -14.48, Depth: 166.05

Hole ID: 688, Collar Y: -3750.00, Collar X: 1618.00, Collar Z: -14.48, Depth: 177.10

Hole ID: 6, Collar Y: -3721.00, Collar X: 1633.00, Collar Z: -15.42, Depth: 159.54

Spända trådar kruthus

Från markytan:

Hole ID: 790, Collar Y: -3994.00, Collar X: 2005.00, Collar Z: -14.43, Depth: 135.80

Hole ID: 789, Collar Y: -3994.00, Collar X: 2005.00, Collar Z: -14.43, Depth: 150.00

Hole ID: 788, Collar Y: -3993.00, Collar X: 2008.00, Collar Z: -14.43, Depth: 177.15

Hole ID: 793, Collar Y: -4094.00, Collar X: 2044.00, Collar Z: -12.05, Depth: 150.00

Hole ID: 792, Collar Y: -4094.00, Collar X: 2042.00, Collar Z: -12.32, Depth: 125.00

Hole ID: 791, Collar Y: -4094.00, Collar X: 2043.00, Collar Z: -12.24, Depth: 150.00

Hole ID: 796, Collar Y: -4164.00, Collar X: 2061.00, Collar Z: -11.01, Depth: 170.85

Hole ID: 795, Collar Y: -4165.00, Collar X: 2061.00, Collar Z: -11.04, Depth: 160.25

Hole ID: 794, Collar Y: -4164.00, Collar X: 2064.00, Collar Z: -11.67, Depth: 160.70

Från nivå -215: 15 grader upp mot taket på Kruthus:

(kan felaktigt vara angivet som nivå 175 i vissa dokument?)

Hole ID: 615, Collar Y: -4075.00, Collar X: 2170.60, Collar Z: -212.20, Depth: 70.00

Hole ID: 614, Collar Y: -4075.00, Collar X: 2170.60, Collar Z: -213.30, Depth: 89.80

Hole ID: 612, Collar Y: -4074.00, Collar X: 2170.76, Collar Z: -213.00, Depth: 89.50

Hole ID: 613, Collar Y: -4075.00, Collar X: 2170.60, Collar Z: -213.50, Depth: 100.00

Hole ID: 568, Collar Y: -4131.16, Collar X: 2172.34, Collar Z: -214.00, Depth: 99.80

Hole ID: 616, Collar Y: -4134.00, Collar X: 2171.70, Collar Z: -212.20, Depth: 39.60

Hole ID: 571, Collar Y: -4130.50, Collar X: 2172.52, Collar Z: -214.00, Depth: 119.50

Hole ID: 565, Collar Y: -4132.10, Collar X: 2172.10, Collar Z: -214.00, Depth: 52.00

Hole ID: 564, Collar Y: -4131.25, Collar X: 2172.30, Collar Z: -214.00, Depth: 42.00

Hole ID: 563, Collar Y: -4133.00, Collar X: 2172.00, Collar Z: -214.00, Depth: 34.10

Hole ID: 562, Collar Y: -4134.00, Collar X: 2172.00, Collar Z: -214.00, Depth: 32.70

Brytningsteknisk beskrivning

Vid återstarten av gruvan drevs en huvudramp från dagen till nivå 460 meter. Via ytterligare rampsystem fås tillträde till de olika malmkropparna. Gruvan innehåller dels sedan tidigare verksamhet och dels på grund av ny ortdrivning en komplex infrastruktur uppbyggd kring fyra huvudnivåer belägna på 145, 240, 350 och 460 meters djup. Från tidigare finns också en gruvlave med schakt ner till 620 meter. Denna var tänkt att i den nya driften återanvändas för uppföring, men detta kunde inte realiseras på grund av otillräckliga finansiella medel. Av samma skäl kunde långt framskridna utredningar och planer på underjordiskt krossutrymme anslutet till en ny skipstation ej genomföras. Ritningar fanns också framtagna för drivning av ramp till malmkroppen Diamanten 2. Ett första påslag gjordes men drivningen avbröts på grund av det ekonomiska läget. Det fanns även preliminära ritningar för en ny huvudnivå på 500 meters djup från Sjöhag och norrut för fortsatt prospektering och utvinning från norra malmfältet. En stor del av det äldre ortsystemet är inte tillgängligt eftersom det inte finns någon hiss samt att gamla stegvägar inte har restaurerats.

Således har krossning skett ovan jord i anslutning till sovringsverket. Relativt stora råmalmslager har funnits som buffert, bland annat ett upplag med utsorterade skut. Krossentreprenören har haft relativt fria händer att styra inlastningen till verket vilket medfört att det ofta varit svårt att följa malmkvaliteten in till verket. Ett nytt sovringsverk i nära anslutning till det gamla verket har uppförts. Färdig produkt har gått via transportband till två siloer som använts vid vagnslastning för vidaretransport på järnväg till Hargshamn. Det låghaltiga avfallet från processen har deponerats i tre håll, två som mynnar i Kruthus brytningsrum och ett som mynnar i Konstäng. Gråberg har återfyllts dels i underjordiska brytningsrum i Norrnäs, dels i rymningar som haft kontakt med dagen, främst Strömsmalmen men även Källarmalmen och Sjögruvan (Sjöhag). Enligt miljötillståndet skulle gråberg endast deponeras under jord förutom att länsstyrelsen gav ett separat tillstånd att deponera i Strömsmalmen.

Tillredningen har genomgående utförts enligt skivrasmetoden. Raskransarna har vanligtvis borrats med 10 graders framåtlutning och med 35 graders lutning på de yttersta borrhålen i kransen. Inledningsvis användes 17 meters skivhöjd men standard har därefter varit 19 meter där inte speciella omständigheter krävde annat. Öppningsstigar har borrats med rasborrigg, typiskt 1,5x2,5 meter.

Under driftperioden drevs orter standardmässigt enligt: tillredningsorter 6,5x4,7 meter (BxH), lutning 1:50 och ramper 6x5,7 meter, lutning 1:8 på raksträckor och 1:10 i kurvor – radie 20 meter. Äldre orter kännetecknas av mindre dimensioner, snävare rampkurvor och tätare mellan inslagen vilket avspeglar lägre skivhöjder.

I Dannemora förekommer inte hängväggsras upp till markytan vilket gör att brytningsmetodens likhet med skivrasbrytning varierar beroende på vilken malmkropp som avses. I malmkropparna

Kruthus, Konstäng, Svea och Sjöhog har ras från väggar och tak i brytningsrummen medfört att det finns rasmassor ovanför brytningsnivåerna vilket då ger skivrasliknande förhållanden. I de norra malmkropparna Strömsmalmen, Botenhäll och Norrnäs är malmerna smala och brantstående och inga ras har hittills uppkommit. Strömsmalmen har fyllts med gråberg från dagen. I Norrnäs har gråberg tippats på nivå 145 och när berget kommit upp till tippläget har det lastats om på nivå 160 och 177 till Norrnäs 2 norra delen och Norrnäs 1. Vid brytning av den översta skivan på Botenhäll och Norrnäs har utlastningsgraden begränsats till cirka 50 %. Den lämnade malmen kan återvinnas på understa skivan om fjärrlastning då tillämpas. Eftersom allt gråberg ska deponeras under jord, om det inte kan säljas, har Norrnäs 3 södra delen planerats för rillbrytning. Även vid Botenhäll 215-234 har rillbrytning diskuterats. Konstäng 480 har tillretts för rillbrytning. Dock har erfarenheten av omlastning av gråberg i Norrnäs har varit goda och det gör att det kanske är effektivare att inte tillämpa rillbrytning men att tippa gråberg i rummen. Detta kräver då viss fjärrlastning.

I Norrnäs 1-2 var planen att lämna hela skiva 253 eftersom den befintliga krosszonen medför osäker malmutvinning.

Tillredningsorternas riktning i malm har styrts av den tidigare brytningsriktning som använts. På Svea och Kruthus har det kanske inte varit det bästa ur förstärkningssynpunkt. Orterna, nominellt 6,5 meter breda, är ofta 7 meter breda. På Svea har slag, parallella med orterna, på vissa partier medfört att längsgående kilar rasat ur eller krävt extraförstärkning med bågar av tät bultning och sprutbetong. Ibland har flera kransar skjutits samtidigt för att komma förbi osäkra partier. Korsningarna på Svea nivå 498 och 516 har delats upp i några större skjutningar. Lastningen på nivå 535 har tagit igen den malmförlust som uppstod vid korsningsskjutningarna. Det fanns även oskjutna kransar på nivå 480 och även den malmen, 27 kton, bedöms ha lastats ut. På Kruthus 461 fanns skölzoner eller sprickor med klorit som medförde att ras eller instabila förhållanden uppstod, se odetonerat sprängämne nedan. Vid drivning av skivan Kruthus 460 uppstod ras vid inslaget till ort 3 på grund av ogynnsamma strukturer och infarten till Kruthus 480 har planerats om på grund av krosszonen. På Kruthus 461 utfördes ett antal bågar före och efter korsningarna och de visade sig öka stabiliteten så att fler enkelkransar kunde skjutas. Med den ortbredd som dagens maskiner kräver ska korsningar med stora spännvidder kombinerat med ogynnsamma sprickriktningar undvikas. Tidsaspekten för utbackning är också viktig, speciellt i slutskedet av respektive skiva där belastningen på mellanliggande pelare ökar.

Vid utbrytning av närliggande malmkroppar ska hänsyn tas till hur brytningsrummen påverkar varandra med tanke på de förändringar i bergspänningar som uppstår. Under den nu avslutade brytningsperioden har detta blivit underordnat kraven på att hålla rätt Mn- respektive S-halt. Lokalt har också Zn-halt varit styrande. Eftersom bergspänningarna ökar mot djupet blir, vid fortsatt drift, ett övergripande bergmekaniskt perspektiv viktigt.

Rampernas avstånd till brytningen har väsentligt ökats jämfört med tidigare brytningsperiod och ett avstånd på cirka 60 meter har nu använts. De äldre ramperna ligger för nära brytningsrummen. Svearampen mellan 360 och 460 kan inte användas på grund av ras. Rörelser i sprickor har tidigare mätts i Strömsmalmsrampen. Strömsmalmens brytningsrum är nu fyllt med gråberg och stoppad malmbrytning har stabiliserat området.

Rampen vid Konstäng-Kruthus kommer också att bli alltför instabil om brytningen fortsätter på Konstäng. Ett antal borrarade kransar närmast infarterna på Kruthus 442 och 461 har inte skjutits för att inte riskera borrhningen av ett planerat ventilationsschakt (ersättning för Hellströmsschaktet) mellan nivå 350 och 460.

Om nuvarande ventilationslösning behålls kommer vid fortsatt malmuttag från Svea två nya anslutningar att behöva drivas på nivå 350 av stabilitetsskäl. En anslutning norrut från huvudrampen mot befintlig ort och en anslutning söderut från huvudrampen för anslutning till det ovan nämnda ventilationsschaktet.

Odetonerat sprängämne finns:

- 1) Strömsmalmen 162 efter att korsningen rasat. Det som gick att koppla har skjutits bort. På nivå 196 finns ingen ort planerad under området.
- 2) Ort 3 (koord. 2020; 4063) på Kruthus 461 efter att stora sättningar medfört att det varit omöjligt att koppla kransarna närmast fältorten. Området befinner sig ovanför pelaren mellan tillredningsorten och övre infarten på nivå 480.
- 3) Vid korsningen mellan två orter (koord. 2034; 4007) på Kruthus 461, rasade taket och ett mycket stort skut blev liggande på sulan. Odetonerat sprängämne kan finnas i skutet. På nivå 480 har brytningen passerat området.
- 4) Enstaka odetonerade tändare och booster kan generellt förekomma.

Under 2015 fram till nedläggningen har uppfordringen av malm i genomsnitt varit 8022 ton per dygn.

Följande maskinpark fanns från starten 2012, till största delen leasad av Swedbank:

- 2 st. Sandvik DD420-S60C, ortdrivning
- 2 st. Jama SBU 8000, skrotare
- 1 st. Sandvik DS410, bultrigg
- 3 st. Sandvik DL421-7C för kransborrning, 76 mm håldiameter
- 6 st. Sandvik LH517, lastmaskiner

Erfarenheten är att antalet lastmaskiner var väl tilltaget men att det är för lite med en bultrigg. Det kan påpekas att de programvaror som är installerade för styrning och uppföljning på maskinerna bör ägnas tillräckligt stor uppmärksamhet också ur produktionssynpunkt.

För upptransport, betongsprutning och sprängning har enbart externa entreprenörer anlåtats. Sprutbetong har levererats från Uppsala och tidvis Gävle.

För ventilation har friskluft letts ner via två schakt. Ett från dagen till nivå 350 där luften dels försörjt norra malmfältet, dels letts vidare i schakt i Svearampen för försörjning av Svea och Sjöhog. Ett annat sydligare beläget schakt från dagen till nivå 350 från vilken luften fortsatt i gamla Hellströmsschaktet ner till nivå 460 för försörjning av Konstäng/Kruthus och 460-nivån. Frånluften har gått via

rampsystemen till dagen samt via Konstängs brytningsrum och spontant vidare längs schakt och stegvägar. Förvärmning av friskluften har skett med gasol.

Dannemoragruvan och dess byggnader har egen strömförsörjning genom ett redundant ringnät. Två 20kV-ledningar levererar ström från Vattenfall till Dannemoras ställverk. Från ställverket går en 20kV-ledning via centralschaktet och en via Strömsmalmsrampen för att mötas i ett ställverk på nivå 460. Från ställverket kablas ut till respektive produktionsområde där transformatorer 20kV/1000V och 1000V/400V levererar spänning för maskiner och installationer.

Dannemora 29 maj 2015

M. Larsson

ANRIKNINGSTEKNISKA ERFARENHETER

Bakgrund

Malmbasen i Dannemora gruva är uppdelad på ett tiotal malmkroppar inom en ca 3 km lång och 0,4 - 0,8 km bred malmförande zon. Värde mineralet är relativt finkornig magnetit med "renkrossningsgräns" på 50-100 µm. Malmkropparna håller i medeltal 35-40 % Fe och 1-3 % Mn. P-halten är låg (<0,005 %) och de fluxande egenskaperna bra (basisiteten (MgO + CaO)/SiO₂ ~ 1)

Liksom vid all annan anrikning av mineralprodukter är nedkrossningsgraden avgörande för vilka koncentrationer som kan uppnås. Processen som togs i drift i Dannemora 2012 byggde på framställning av Styckemalm 6-16 mm med Fe-halten 50 % och Fines(Mull) 0-6 mm med Fe-halten 55 %, dvs produkterna höll en magnetitandel på ca 70 %.

Projekteringen inför återstarten 2012 inriktades primärt mot en kombinerad torr och våt process, dvs krossning och torr magnetseparering + malning och våt magnetseparering. Baserat på genomförda försök inriktades dock utbyggnaden slutligen enbart på den torra processen. Detta eftersom slutsatsen från försöken var att den torra processen vid ovan angivna produktmix skulle kunna ge ett viktutbyte på närmare 60 %.

Under förberedelsearbetet för att återuppta produktionen bestämdes att råmalmen i inledningsskedet skulle transporteras till dagen med bergbil/truck, dvs att primärkrossningen skulle förläggas ovan jord i anslutning till sovringsverket. Detta för att påskynda produktionsstarten i möjligaste mån. DMAB:s ekonomiska situation ledde sedan till att primärkrossningen under jord liksom skipinstallationen aldrig färdigställdes.

Process 2012 och processombyggnad i juni 2013

Den process som togs i drift april 2012 baserades på att råmalmen krossades i två steg på upplagsplatsen i anslutning till sovringsverket. Före första krossteget avskildes skut som kördes undan för knackning innan krosspåmatning. Genom en grizzlyavskiljare avlastades fingods före käft – och spindelkrossningen. Upplagshanteringen resulterade i en produkt med en maximal styckestorlek (k98) på ca 150 mm och ca 50 % minus 50 mm.

Krossanläggningens maximala kapacitet uppgick till ca 900 ton/h, varigenom sovringsverkets kontinuerliga produktion kunde klaras med råmalmskrossning dagtid mellan 07.00 och 18.00.

Råmalmen matades via uteficka in till det nybyggda sovringsverket. Processen i sovringsverket var uppbyggd med krossning i två-steg med konkrossar (Sandvik) till minus 16 mm. Första stegets magnetseparering utfördes med en bandseparator (Metso) typ alternerande polaritet. Övrig separering utfördes med totalt 7 st trumseparatorer (Metso), poldelning 60 mm. För fraktioneringen nyttjades 3 st siktar typ sizars (Mogensen).

Flödesschema med huvudmaskiner och provtagningspunkter så som det såg ut efter processombyggnaden i juni 2013 redovisas i bilaga 1. I det ursprungliga flödesschemat från

produktionsstarten april 2012 saknades Sep 7 och Ficka 11. För att åstadkomma en effektivare separering tidigt i processen av råmalmens fraktion minus 25 mm installerades då Sep 7. I syfte att jämna ut krosspåmatningen (hålla fyllt krossrum) installerades samtidigt en mindre godsicka med matare ingående till Kross 1.

Vidare installerades även Sep 6 i juni 2013. Denna installation, kombinerad ombyggnation av stup, möjliggjorde att Sep 5 kunde nyttjas som kontrollseparator och återvinna en del av det gods som felaktigt slagits ut mot restproduktflödet i fines-processen.

Tillsammans med den fortlöpande dagliga optimeringen av verksamheten från gruva till verk bidrog ombyggnationerna till att viktutbytet kunde stabiliseras på nivån 40 %. Detta från att första produktionsåret ha legat på nivån 30-35 %. Verkets maximala kapacitet uppgick till ca 500 ton rågods/tim.

En godsbalans för tiden efter ombyggnationen i juni 2013 redovisas i **bilaga 2**.

Projekt "Ökat utbyte"

Några månader efter idrifttagningen i april 2012 kunde konstateras att viktutbytet med den valda torra sovringsprocessen aldrig skulle kunna nå eftersträvt 55-60 %. För att åtgärda detta initierades därför ytterligare sovrings- och anrikningstekniska försök med början sommaren 2012. Dessa försök resulterade dels i den ovan beskrivna mindre ombyggnationen i sovringsverket som genomfördes i juni 2013, dels i ett processförslag för att uppnå viktutbyte > 55 %.

Ett antal processalternativ utvärderades tekniskt i syfte att öka utbytet i sovringsprocessen. Sonderande torrsepareringsförsök utfördes i Dannemora varefter huvuddelen av försöken utfördes av GTK i Finland.

Samtliga alternativ byggde på att krossa/mala restprodukten minus 16 mm från fines- och styckemalmssepareringarna för att producera Fines i en "återvinningsprocess". Restprodukterna från band- och försepareringen (Sep7) håller sammanslaget en Fe-halt på ca 11 %, dvs utbytespotentialen är begränsad. Genomförda försök baserades därför på att dessa restprodukter även fortsättningsvis skulle gå direkt till återfyllnad.

Generellt bygger också återvinningsprocessen på ett försepareringssteg där den "fattigaste" delen av restprodukten minus 16 mm avlänkas mot återfyllnad. Detta steg möjliggör dessutom att de stora belastningsvariationerna i ingående till återvinningsprocessen kan bemästras, genom varvtalsstyrning av separatorn.

Förenklat gäller att återvinningsprocessen skulle producera Fines så "grov" som möjligt med en lägsta Fe-halt på 55 %. Detta utifrån bedömningen att ökad andel av fraktionen minus 0,1 mm och 0,1-1,0 mm skulle medföra en prisreduktion.

Vid valet av Torr/Våt återvinning gäller att vi med torr separering har möjlighet att slå ut sk halvkorn (korn bestående av både magnetit och sidoberg). Torr separering ger alltså en möjlighet att åstadkomma förhöjd Fe-halt i koncentratet, men då på bekostnad av magnetitförluster i restprodukten. Torr separering får dock en försämrad effekt när andelen finsvans (minus 0,5 mm)

ökar. Våt separering ger alltid låga magnetitförluster i restprodukten, men möjligheten att åstadkomma hög koncentrathalt är begränsad såtillvida att magnetiten måste vara frimald. Detta pga att halvkornen i stor utsträckning går till koncentratet.

En grundförutsättning vid sovrning av Dannemoramalmerna är att de generellt är finkorniga med en renkrossningsgräns ner mot 0,05 mm.

Den tekniskt/ekonomiska utvärderingen av utbyggnadsalternativ ledde till en slutlig utbyggnadsplan för sovringsprocessen indelad i 3 etapper där det gamla/ursprungliga sovringsverket nyttjades för att hålla nere byggkostnad och byggtid. Etappindelningen utformades också utifrån leveranstider för processutrustning, dvs för att snabbast möjligt kunna få ut avsaluprodukter. Flödesschema med etappindelning redovisas i bilaga 3 och godsbalans redovisas i bilaga 4. Etappindelningen är upplagd enligt:

Etapp 1 Torr återvinningsprocess

Restprodukten från stycke- och finesepareringarna försovras i befintligt sovringsverk (Sovring 2). I det ursprungliga sovringsverket (Sovring 1) krossas sedan denna restprodukt till minus 4 mm och slutsepareras torrt i 2 steg med koncentratrepetering till 55 % Fe. Den torra återvinningsprocessen beräknas utifrån genomförda försök ge ca 5 procentenheter ökat viktutbyte.

Etapp 2 Komplettering med våt slutseparering

I den torra återvinningsprocessen med krossning och separering enligt ovan håller den krossade produkten relativt hög finandel. Detta innebär att separeringseffektiviteten och därmed viktutbytet kan förbättras med våt slutseparering.

Processupplägget utgår från att torrsepareringen drivs till koncentrathalten 50 % Fe, varpå torrkoncentratet våtsepareras i 2 steg med koncentratrepetering för att uppnå Fe-halten 55 %. Belastningen ingående våtsepareringen är ca 50 ton/h.

Den torra återvinningsprocessen med våt slutseparering beräknas utifrån genomförda försök ge ca 10 procentenheter ökat viktutbyte.

Mängden våtavfall i detta processupplägg beräknas till ca 5 t/h. Efter upptjockning och filtrering till ca 15 % fukt blandas detta avfall med torravfall för återfyllnad under jord.

Etapp 3 Komplettering med våtmalning och våtseparering

Den torra restprodukten från Etapp 1 mals i kulkvarn i sluten krets med hydrocykloner till minus 0,3 mm varpå malprodukten separeras vått i 4 steg till >55 % Fe. Belastningen ingående malningen och våtsepareringen beräknas till ca 70 t/h.

Sammantaget beräknas de 3 utbyggnadsetapperna resultera i ett viktutbyte >55 %.

Tillkommande mängd våtavfall beräknas till ca 30 t/h. Denna restprodukt skall liksom restprodukten från Etapp 1 och 2 återfyllas under jord efter upptjockning och filtrering. Slutlig process för denna

återfyllnad återstår att utreda. Eventuellt kommer en stabilisering med cement eller motsvarande att erfordras.

Vattenförsörjningen i Etapp 2 och 3 baseras på länshållningen i gruvan. Med en utjämningsbassäng är medelflödet från gruvan på 600 l/min fullt tillräckligt för att täcka vattenförluster i rest- och avsaluprodukter samt genom avdunstning.

Grunddata vad avser flöden och halter i etapp 1 till och med 3 redovisas i bilaga 5.

De senaste layouterna på processutbyggnaden redovisas i bilagorna 6-8. Samtliga layouter, även de tidigare där utbyggnaden av sovringsprocessen förlades till en ny byggnad, byggde på att tillkommande fines skulle fraktas ut via befintlig silo. Layouterna anpassades vidare till att återfyllnad av brytrummet Svea måste påbörjas under innevarande år, dvs att en ny transportörkedja för restprodukt måste anläggas i "västlig" riktning.

I utbyggnadsplanerna ingick även att flytta primärkrossningen under jord och ta i drift bergspelet/skipinstallationen för råmalmsuppföring. Denna sk Etapp 0 motiveras av miljö- och kostnadsskäl.

Råmalmen transporteras då med bergbilar till nivå 460, krossas i en spindelkross (MH1350) till ca minus 150 mm och uppfodras till laven. Här installeras ett andra krossteg för att ta ner styckestorleken till minus 75 mm, se layoutritning i bilaga 9.

Att krossningen av sovringsrågodset drivs längre än i nuläget bör säkra verkets genomsättning och även ge vissa kvalitetsfördelar i och med att ökad andel gråberg slås ut tidigt i processen.

Magnetisk/mechanisk skrotavskiljning är tänkt att installeras på 3 till 4 platser i flödet mellan primärkrossning och inmatning till befintligt sovringsverk (Sovring 2).

Erfarenheter från geologernas arbete under jord

Det finns relativt goda möjligheter att bedöma magnetithalt, gråbergsinblandning och sulfidinnehåll i raset. Viktutbytet kan helt klart höjas genom haltkontroll och styrning av lastningen ut med syfte att leverera en så jämn ingående järnhalt som möjligt till verket och utjämna mängden kontaminanter. Ett viktigt hjälpmedel för att bedöma homogeniteten (anrikningsbarheten) hos malmen är att titta på ett sågat snitt i referensstuffer från raset. Att få analysresultat från sovringsprocessen snabbare än de ca 8 timmar som gällt under den gångna driftperioden skulle vara önskvärt. Bättre styrning av tippningen så att det går att korrelera ingående (produktionsprognos) med utfall skulle också vara värdefullt.

Yttre miljö

I miljödomen 2008-06-18 angavs bland annat riktvärden för stofthalten i punktutsläpp och buller från verksamheten. Villkor för utsläpp till vatten, vibrationer och återplacering av restmaterial skulle baseras på en prøvotidsredovisning inlämnad senast 2,5 år efter produktionsstart.

I och med att primärkrossningen under jord och skipinstallationen inte tagits i drift har omgivningen påverkats av diffus damning liksom buller utöver angivna riktvärden. Punktutsläppet vad gäller damm från sovringsverket ligger däremot klart under gällande gränsvärde.

Prøvotidsredovisning vad gäller utsläpp till vatten, vibrationer och återplacering av restmaterial är inlämnad till Mark- och Miljödomstolen under andra halvåret 2014.

Utsläpp till vatten bygger på månadsvis analysering från 5 provpunkter:

- 1 Från gruvan mot sedimentationsbassänger
- 2 Från sedimentationsbassänger mot Gruvsjön
- 3 Från Gruvsjön mot Sundbroån
- 4 Uppströms i Sundbroån
- 5 Nedströms i Sundbroån

Vibrationer är uppmätt kontinuerligt i 4 punkter. Som underlag i prøvotidsredovisningen är vidare lakningsförsök genomförda på skilda, ej stabiliserade och stabiliserade, restprodukter.

Någon tidpunkt för slutlig behandling av prøvotidsredovisningarna i Mark- och Miljödomstolen är inte fastlagd.

Produktion

Produktionsutfallet i tonnage och halter fram till och med nedläggningen av verksamheten redovisas i tabeller nedan:

	2012 fom april kton	2013 kton	2014 kton	2015 tom maj kton	Totalt kton
Ortdrivningsgråb 1)	446	292	205	13	956
Råmalm 1)	965	2662	2906	675	7208
Rågods 2)	891	2558	2992	823	7264
Styck 2)	198	662	845	220	1925
Fines 2)	75	286	342	103	806
Tot styck och fines	273	948	1187	323	2731
Viktutbyte (ton Styck + ton Fines) / ton Rågods	31 %	37 %	40 %	39 %	38%

1) Uppmätt med lastmaskinsvåg

2) Uppmätt med bandvåg

	Råmalm / Rågods	Styck	Fines	Restprod
År 2012 % Fe	32,4	49,8	54,1	24,2
% S	0,25	0,18	0,14	0,31
% Mn	2,50	2,04	1,73	2,69
% As				0,018
År 2013 % Fe	33,5	49,9	54,5	23,7
% S	0,23	0,17	0,13	0,21
% Mn	2,17	1,88	1,49	2,78
% As				0,025
År 2014 % Fe	33,7	49,7	54,7	22,4
% S	0,15	0,12	0,09	0,18
% Mn	2,18	2,14	1,72	2,29
% As				0,016
År 2015 % Fe	33,1	49,9	54,9	21,3
% S	0,11	0,08	0,06	0,14
% Mn	2,01	2,02	1,60	2,26
% As				0,010

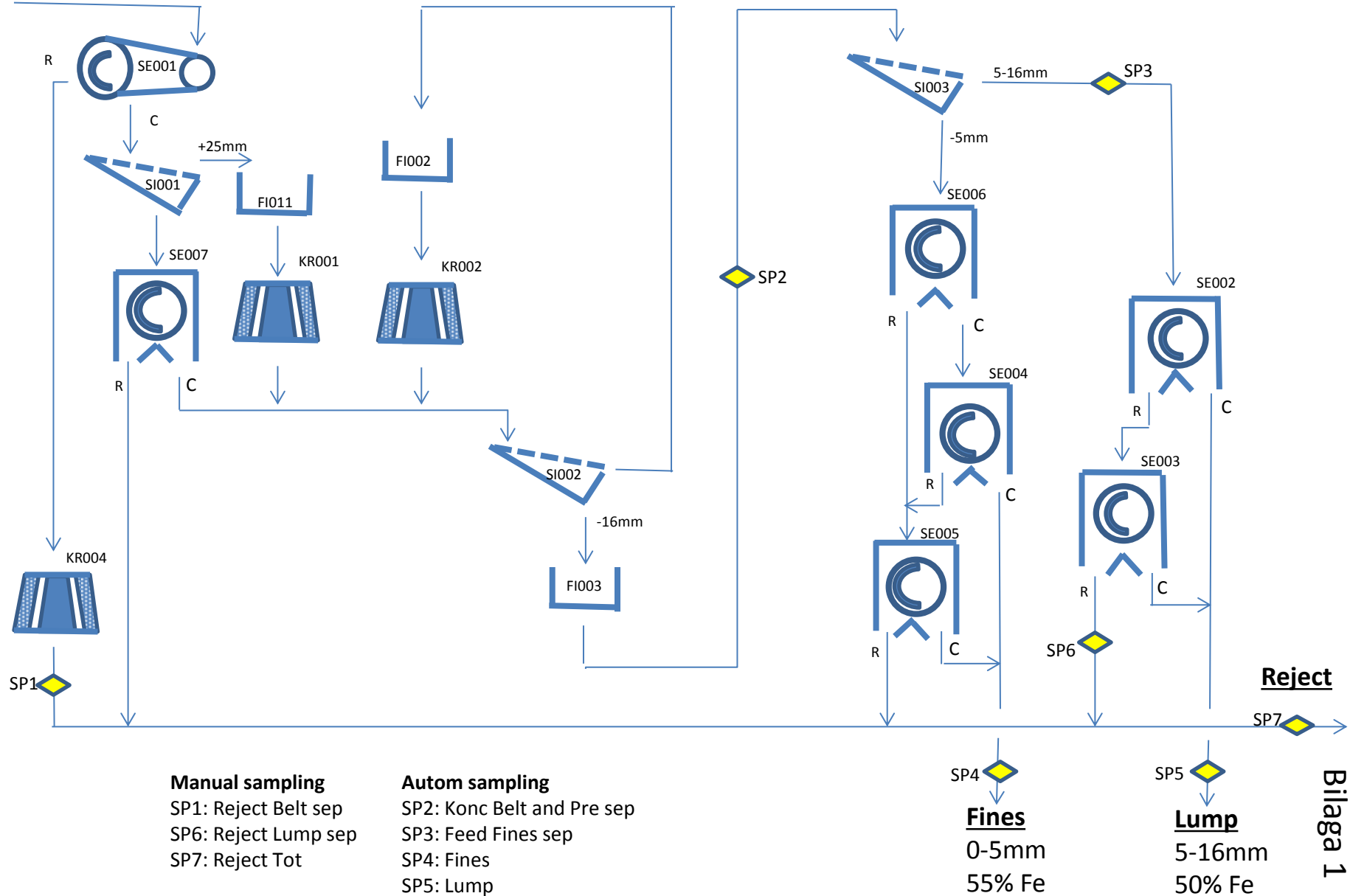
Dannemora 1 juni 2015

U. Storeng

Sorting plant DMAB

Crude ore 0-150mm

34% Fe



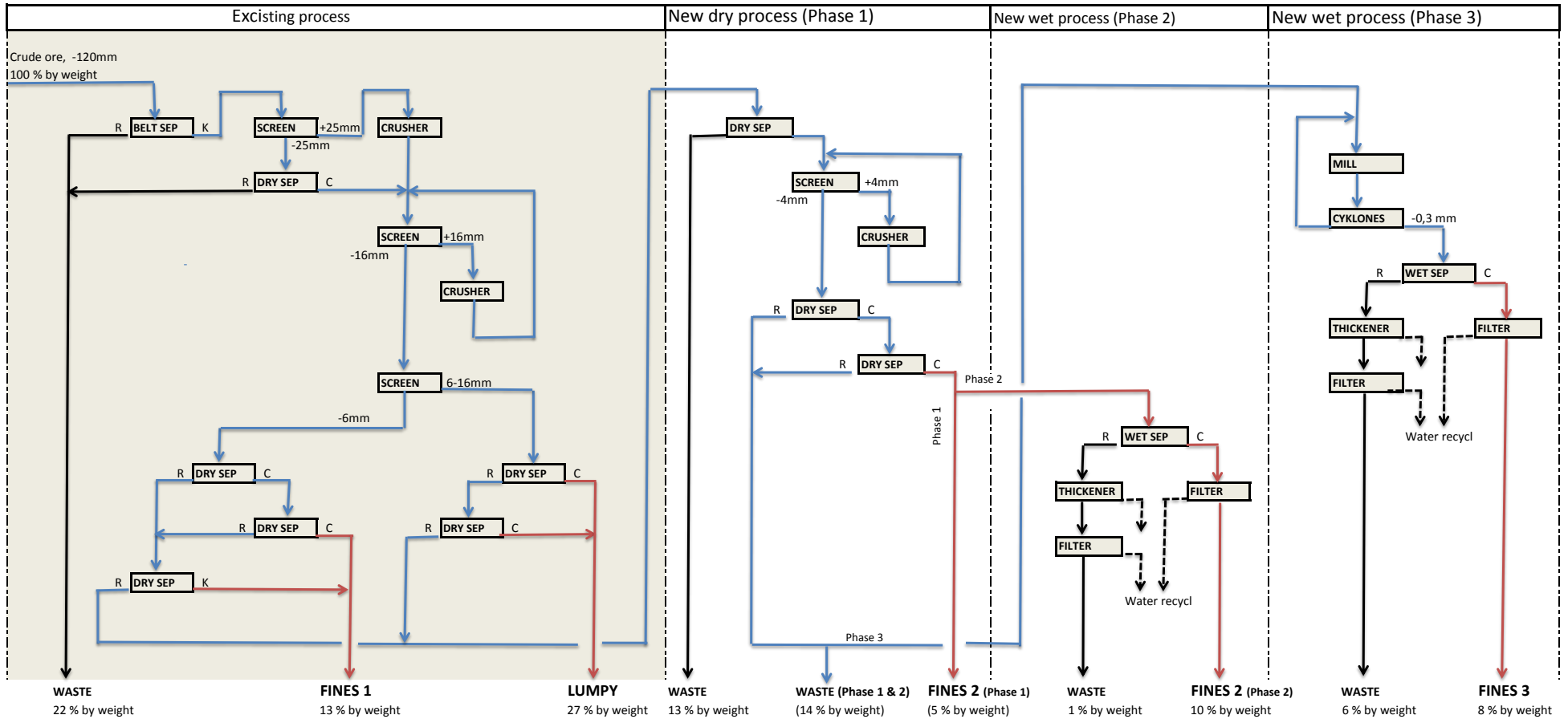
Sovring (Balans räknad på perioden 10/6-7/8)

	%Fe	V-utb	Fe-utb		
B-sep					
Ing råmalm -150 mm	33,5	100,0	100,0		
Konc	38,5	82,5	94,8		
Avfall	10,0	17,5	5,2		
Sikt 25 mm					
Ing = Konc B-sep	38,5	82,5	94,8	Fördelning över sikt	Duk 30*30 mm
-25mm	35,5	33,0	35,0	40,0 %	
25-150mm	40,5	49,5	59,8	60,0 %	
Mö-sep -25 mm					
Ing	35,5	33,0	35,0		
Konc	43,0	23,8	30,6		
Avfall	16,0	9,2	4,4		
Sikt 5 mm					
Ing = Sikt +25 mm + Konc -25 mm	41,3	73,3	90,4	Fördelning över sikt	Duk 5*20 mm / 6*20 mm
-5mm	39,9	33,0	39,2	45,0 %	
5-16mm	42,5	40,3	51,2	55,0 %	
Mö-sep -5 mm					
Ing	39,9	33,0	39,2		
Konc	55,0	13,0	21,3		
Avfall	30,0	20,0	17,9		
Mö-sep 5-16 mm					
Ing	42,5	40,3	51,2		
Konc	50,0	26,6	39,7	Med Fe i avf -16 mm	
Avfall	28,0	13,7	11,5	29,2 %	

Produkter				Andel
Fines	55,0	13,0	21,3	32,9 %
Styck	50,0	26,6	39,7	67,1 %
Totalt	51,6	39,6	61,0	100,0
Förluster				
B-sep	10,0	17,5	5,2	
Mö-sep -25 mm	16,0	9,2	4,4	
Mö-sep fines	30,0	20,0	17,9	
Mö-sep styck	28,0	13,7	11,5	
Totalt	22,6	60,4	39,0	

DANNEMORA UPGRADING PLANT 2015-01-01

Bilaga 3



Godsbalans 2014-10-17

Bilaga 4

Torr+Våt återvinning med försovring. Fe-halt rågods 34,2 %

	%Fe	V-utb	Fe-utb	
<u>B-sep</u>				
Ing råmalm	34,2	100,0	100,0	
Konc	39,5	82,3	95,1	
Avfall	9,5	17,7	4,9	
<u>Sikt 25 mm</u>				
Ing = Konc B-sep	39,5	82,3	95,1	Fördelning över sikt
-25 mm	36,5	32,9	35,1	40,0 %
+25 mm	41,5	49,4	59,9	60,0 %
<u>Mö-sep -25 mm</u>				
Ing	36,5	32,9	35,1	
Konc	41,0	27,2	32,6	
Avfall	15,0	5,7	2,5	
<u>Kross</u>				
<u>Sikt 5 mm</u>				
Ing = Sikt+25 Konc -25 mm	41,3	76,6	92,6	Fördelning över sikt
-5 mm	39,9	36,3	42,3	47 %
5-16 mm	42,6	40,4	50,3	53 %
<u>Mö-sep -5 mm</u>				
Ing	39,9	36,3	42,3	Utbyte över finessepar: 33,6 %
Konc	54,5	12,2	19,4	Fines 1
Avfall	32,5	24,1	22,9	
<u>Mö-sep 5-16 mm</u>				
Ing	42,6	40,4	50,3	Utb över stycksepar: 69,1 %
Konc	49,8	27,9	40,6	Styck
Avfall	26,5	12,5	9,7	Med Fe i avf -16mm: 30,5 %

Torr återvinning med våt slutseparering

Ing= Mö-avf -5 mm och 5-16 mm	30,5	36,5	32,5	
<u>Mö-sep Försovr</u>				
Ing	30,5	36,5	32,5	
Konc	39,0	24,5	28,0	
Avfall	13,0	12,0	4,6	
<u>Kross</u>				
<u>Mö-sep Slutsovr</u>				
Ing	39,0	24,5	28,0	
Konc	50,0	11,0	16,1	
Avfall	30,0	13,5	11,8	
<u>Våtseparator 1</u>				
Ing	50,0	11,0	16,1	
Konc	55,0	9,8	15,8	Våtfines 1
Avfall	9,0	1,2	0,3	

Våt återvinning

Ing =Mö-avf slutsovring	30,0	13,5	11,8	
<u>Kvarn</u>				
<u>Våtseparator 2</u>				
Ing	30,0	13,5	11,8	
Konc	55,0	6,3	10,2	Våtfines 2
Avfall	8,0	7,2	1,7	

Summering

Produkter				Andel
Fines 1	54,5	12,2	19,4	21,7 %
Styck	49,8	27,9	40,6	49,6 %
Våtfines 1	55,0	9,8	15,8	17,5 %
Våtfines 2	55,0	6,3	10,2	11,2
Totalt	52,3	56,2	86,0	100,0
Förluster				
B-sep	9,5	17,7	4,9	
Mö-sep -25 mm	15,0	5,7	2,5	
Mö-sep försovr	13,0	12,0	4,6	
Våtsep 1	9,0	1,2	0,3	
Våtsep 2	8,0	7,2	1,7	
Totalt	10,9	43,8	14,0	Kontroll: 34,2 %Fe i ing råmalm

Beräknade mängder fast gods

Produkt/restprodukt	Nuläge kton/år	Etapp 1 kton/år	Etapp 2 kton/år	Etapp 3 kton/år	Notering
Ortdrivningsgråberg	300–400	300–400	300–400	300–400	Återfylls
Råmalm	3 000	3 000	3 000	3 000	
Restprodukt 0–50 mm	720	720	720	720	Återfylls
Restprodukt 0–16 mm	1 080	420	420	420	Återfylls
Restprodukt 0–4 mm torr		510	330		Återfylls
Restprodukt 0–4 mm våt			30	30	Återfylls efter filtrering
Restprodukt 0–0,3 mm våt				180	Återfylls efter filtrering
Fines för avsalu 0–6 mm torr	360	360	360	360	*)
Fines för avsalu 0–4 mm våt		150	300	300	*)
Fines för avsalu 0–0,3 mm våt				150	*)
Styckemalm för avsalu 6–16 mm	840	840	840	840	

*) Finesprodukter sammanförs efter filtrering på transportör mot produktsilo, dvs. levereras som en produkt

Beräknade halter fast gods – Nuvarande process

Produkt	Massflöde kton/år	Fe (procent)	As (ppm)	Zn (ppm)	Fukthalt (procent)
Ortdrivningsgråberg	300–400	8	20	80	<0,1
Restprodukt, 0–50 mm	720	10			0,1
Restprodukt, 0–16 mm	1 080	30			0,5
Total restprodukt	1 800	22	210	360	

Beräknade halter fast gods - Etapp 1

Produkt	Massflöde kton/år	Fe (procent)	As (ppm)	Zn (ppm)	Fukthalt (procent)
Ortdrivningsgråberg	300–400	8	20	80	<0,1
Restprodukt, 0–50 mm	720	10			0,1
Restprodukt, 0–16 mm	420	15			0,5
Restprodukt, 0–4 mm	510	36			0,5
Total restprodukt	1 650	19	220	375	

Beräknade halter fast gods - Etapp 2

Produkt	Massflöde kton/år	Fe (procent)	As (ppm)	Zn (ppm)	Fukthalt (procent)
Ortdrivningsgråberg	300–400	8	20	80	<0,1
Restprodukt, 0–50 mm	720	10			0,1
Restprodukt, 0–16 mm	420	15			0,5
Restprodukt, 0–4 mm, våt	30	10			12
Restprodukt, 0–4 mm, torr	330	30			0,5
Total restprodukt	1 500	16	230	395	

Beräknade halter fast gods – Etapp 3

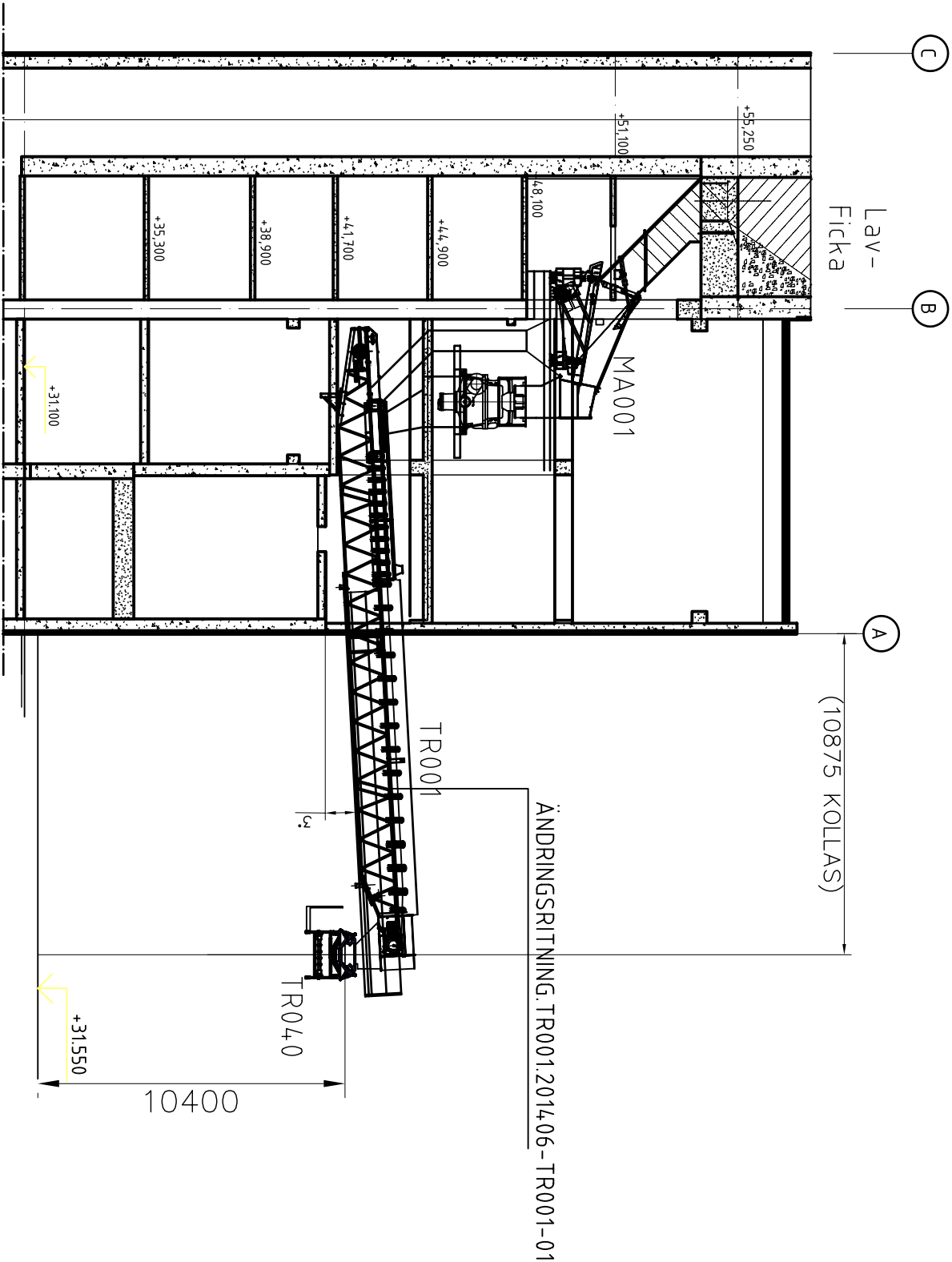
Produkt	Massflöde kton/år	Fe (procent)	As (ppm)	Zn (ppm)	Fukthalt (procent)
Ortdrivningsgråberg	300–400	8	20	80	<0,1
Restprodukt, 0–50 mm	720	10			0,1
Restprodukt, 0–16 mm	420	15			0,5
Restprodukt, 0–4 mm, våt	30	10			12
Restprodukt, 0–0,3 mm, våt	180	10			12
Total restprodukt	1 350	12	245	420	

Beräknade processvattenflöden

Flöde	Nuläge m ³ /h	Etapp 1 m ³ /h	Etapp 2 m ³ /h	Etapp 3 m ³ /h	Notering
Pumpflöde från gruvan	Ca 35	Ca 35	Ca 35	Ca 35	Baserat på i nuläget genomsnittligt uppmätt pumpflöde från gruvan mot dagen
Vatten i filtrerad restprodukt			1	7	Återfört till gruvan
Pumpflöde från gruvan*			36	42	
Erforderligt vatten till process	2**	2**	157	477	
Vattenförlust i avsaluprodukter			2	4	
Övrig vattenförlust			1	4	Avdunstning etc.
Internt recirkulerat vatten i utbyggd process**			154	469	
Flöde mot Gruvsjön	35	35	32	27	

*) Inkluderar vatten som återförs till gruvan med restprodukter.

**) En mindre del av pumpflödet från gruvan nyttjas som spolvatten i Sovringsverk 2 och i Sovringsverk 1. Efter godsavskiljning i traktorgropar återförs detta flöde mot huvudflödet till sedimentationsbassängerna invid Gruvsjön.



ÄNDRINGSRITNING: TR001.2014.06- TR001-01

FÖRPPROLLAYOUT
DANNEMORA
MAGNETIT AB

Proing H&J AB
Stationsgatan 3 S-93131 Skellefteå
Tel: +46 910 777110
Fax: +46 910 16838
mail:hjb@proing.se

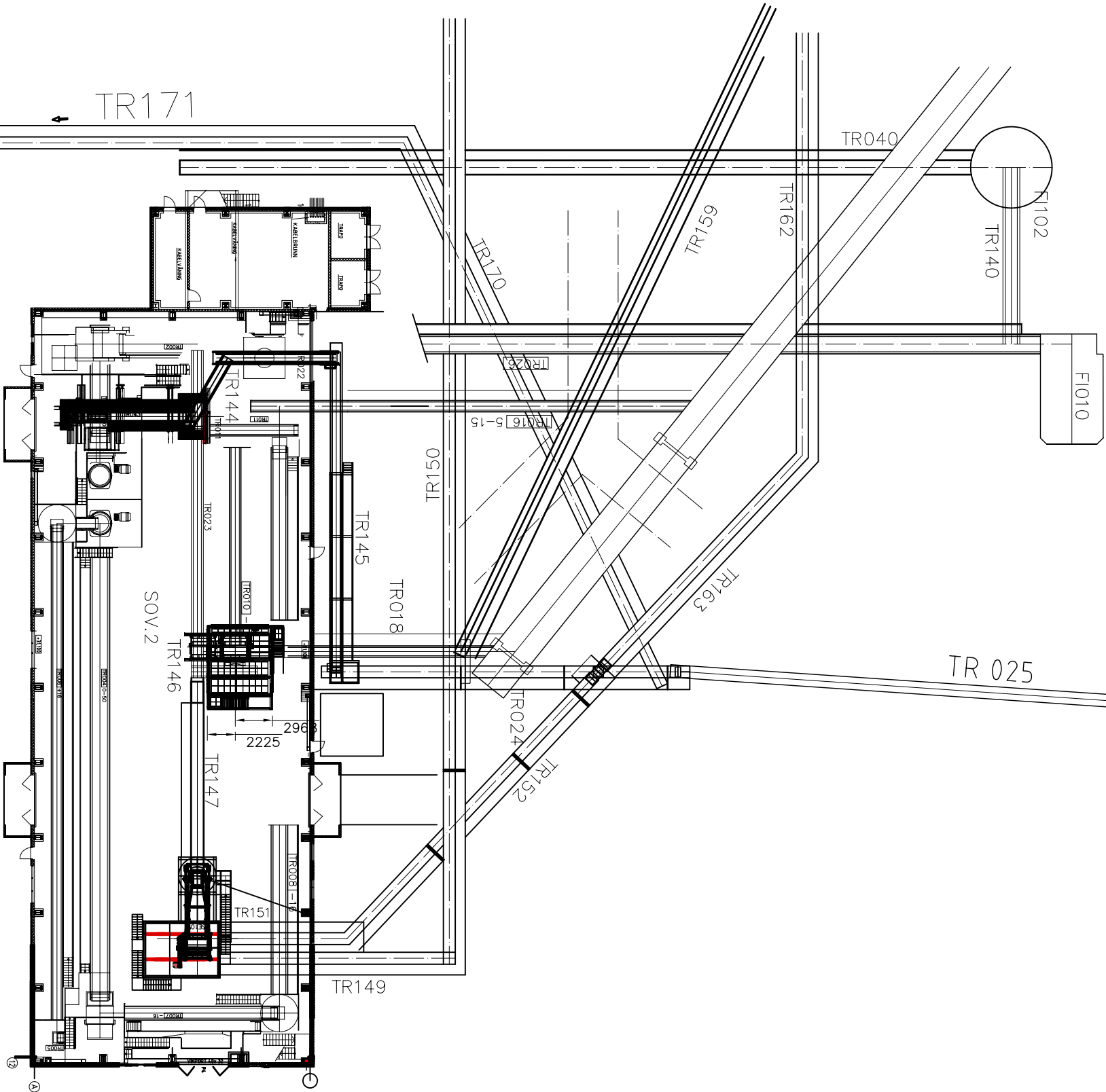
UPPDRAG NR	RITAD AV	HANDLAGARE
00	KH	0-0-0
DATUM	ANSVARIG	
2015-03-03	KH	

SOVRINGSVERK.1.

UTMÄTNINGSLAVE
BAND:TR001.TILL:TR040

No	Dat	Revision	Dat	Sign	App
----	-----	----------	-----	------	-----

SKALA	RITN NR	REV
1:50	201406-TR001-00	00



REV 2014-11-30.KH.TR159-170

FÖRPROJLAYOUT
DANNEMORA
MAGNETIT AB

Proing H&J AB
Stationsgatan 3 S-93131 Skellefteå
Tel +46 910 777110
Fax +46 910 16838
molhjb@proing.se

UPPDRAG NR	RITAD AV	HANDLAGARE
00	KH	0-0-0

DATUM	ANSVARIG
2014-10-23	KH

DANNEMORA.SOVRING.2

ETAPP 1-3
LAYOUT.

SKALA	RITN NR	REV
1:200	20141022-ETAPP1	

Mineral Resource Estimation Dannemora Magnetit AB 2014

Thomas Lindholm (Geovista AB)

Gunnar Rauséus (Dannemora Magnetit AB)

Elisabet Alm (Dannemora Magnetit AB)

Report Issue Form

Issue Date: March 17, 2015

Document title: Mineral Resource Estimation, Dannemora Magnetit AB, 2014

List of Authors: Thomas Lindholm
Gunnar Rauséus
Elisabet Alm

Client: Dannemora Mineral AB

*Project Manager
Approval:*



Thomas Lindholm

Contents

1.	Verification of historic data	7
1.1	Re-sampling	7
1.2	Results iron re-assays	8
1.3	Results manganese re-assays	9
1.4	Factors concerning sample repeatability	9
2.	Bulk density determination	11
3.	Sampling and assaying.....	12
3.1	Verification of assays.....	12
4.	Drilling, sampling and analytical method during 2014.....	14
4.1	Drilling and sampling	14
4.2	Analytical method	14
4.3	Results, verification of recent assays	15
5.	Mineral processing and metallurgical test work	18
6.	Resource estimation.....	19
6.1	Envelope modelling	19
6.2	Domains.....	19
6.3	Composites and block size	19
6.4	Variography	20
6.5	Search distances and block filling strategy.....	22
6.6	Block model validation	25
6.7	Resource classification	26
6.8	Additional mineral resource from backfilled tailings	27
7.	Results	27
7.1	Mineral resource – reasonable prospect for eventual economic extraction.....	29
7.2	Solid modelling criteria.....	29
7.3	Cut-off grade	29
8.	Discussion and conclusions	30
8.1	Decreasing factors	30
8.2	Increasing factors	30
Appendix 1	De-clustering plots for Fe and Mn	
Appendix 2	Comparisons of the general statistics between the composite Fe- and block Fe values	
Appendix 3	Examples of cumulative distribution plots comparing composite Fe values with raw block Fe values	
Appendix 4	Visual comparisons between blocks and original drill core analyses	

The information in this report that relates to Mineral Resources and Ore Reserves is compiled by, or under the supervision of Mr. Thomas Lindholm, GeoVista AB, who is a Fellow of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, and a Competent Person qualified to report on mineral resources, based on his training and experience in exploration, mining and mineral resource estimation of iron ore, base and precious metals. The Mineral Resources are reported following the guidelines of the JORC Code, 2012 edition.

Introduction

Since new results from diamond drilling and assays became available during 2010 and 2011, the new data as well as historic information has been used for the Dannemora mineral resource estimations. The first resource estimates, based partly on new data from the Dannemora iron deposit, were published in 2011 and included a verification of the usability of the historic data (pre-1993) and a bulk density determination. These chapters and also sampling and assaying procedures reported 2011 that are still valid are given in Part 1 below with only minor changes. In Part 2, the current Mineral Resource Estimation and relevant new procedures are presented.

All work carried out by Dannemora Magnetit AB, that constitutes the basis for mineral resource estimates, follow current industry standard QA/QC protocols.

For modeling, cross sections spaced 25 or 50 metres apart, geological information from underground mapping, and at one instance susceptibility measurements, respectively have been interpreted to produce strings for solid construction. All assay sections were composited before variography modeling and consecutive grade interpolation of the block models. The block sizes are based on the distribution of drillcore information as well as on the planned mining block size.

The block models have been verified with visual comparison between block values and original assays as well as with regular statistical means. De-clustering plots of block values versus assay composites have also been constructed for each mineralisation.

The resource classification is based on interpreted geological continuity, verified by variography. The absence of information on contents of modelled elements, with emphasis on deleterious elements, has been used to lower the level of confidence so that resources that otherwise classify as measured have been classified as indicated.

The general geological knowledge of the mineralized bodies within Dannemora Iron Deposit, as well as the geological knowledge of entire field, has also been important when concluding that the resource classification is based on a reasonable level of confidence.

Specific gravity has been determined for 1494 assay sections and the relation of SG as a function of the Fe-contents calculated, this has been applied to each individual model block.

The resource estimation has been modeled at a cut-off of 20 % Fe. Reporting does not exclude internal blocks that fall below the cut-off.

The present report includes updated resource estimates for all Dannemora mineralisations except for Diamanten 2, Strömsmalmen, Sjöhog and Lyndon 1 and 3. No new information has been added to these mineralisations during 2014 and thus the resource estimates are identical to those given in the Mineral Resource Estimation Report from 2013.

Note

On May 13, 2014 the Uppsala District Court approved an application for company reconstruction of Dannemora Mineral AB and Dannemora Magnetit AB. Due to this situation core drilling has been limited mainly to infill drilling and a planned exploration program was postponed. From September 15, 2014 and onwards, all forward-oriented measures such as diamond drilling have been stopped in the mine.

Part 1

1. Verification of historic data

The historic exploration database for the Dannemora Iron Ore field consists of 1085 drill holes, totaling 112765 metres of drilling. Of these, a total of 3894 sections, representing 27910 metres of core, have been assayed, in most cases for Fe and Mn. During the pre-1993 mining period several sampling schemes existed, sometimes the core was split and sometimes 0.1-0.2 metre pieces were taken out for each metre of the section to be assayed. In addition, generally only sections considered to contain >30 % Fe underwent assay. Little or nothing is known about sampling and assay QA/QC procedures during that period.

A program set out to verify the usability of historic assays was initiated in 2007. For correlation, a total of 417 sections have been sent for re-assay using an industry standard analytical method, accredited for iron ore. The results show a slight bias, with the old assays having a slightly higher Fe contents for higher Fe grades and slightly lower Fe contents for lower grades. Similarly, Mn was found to be slightly overestimated. Functions to re-calculate older assays have been developed.

The historic assays do rarely include information on deleterious elements, such as S and As. Whenever the distribution of modeled elements, with emphasis on these, has been impossible to assess due to lack of information, such resources has been classified as indicated, even though data density for Fe and Mn would otherwise suffice for a higher classification.

1.1 Re-sampling

Of the 3894 samples analyzed during the mining operation before 1993, 417 samples have been re-analyzed to confirm the quality of the historic assays. During re-sampling, chosen sample lengths are usually shorter than 5 metres, thus often shorter than the original sample lengths. To be able to compare the historic and new assays, new and historic sample start and/or stop positions coincides. For example, a historic 8 meter sample will be divided in two 4 meter samples. The historic 417 samples correspond to a sample length of 2606 metres. With the new shorter sample lengths, this results in 646 new analyses.

Each re-analyzed historic sample is compared with the new samples from the same section. When an old sample is split and re-analyzed as several shorter samples, a calculated length weighed average composition from the new samples is used for comparison against the historic assay (assuming identical or near identical density on consecutive sections).

As described in section 2.3, some historical assays are based on 0.1-0.2 metre samples of full core, selected every metre along the assayed interval. Re-assays for the same interval is, by necessity, based on a split of the remaining portions of core. This procedure increases the uncertainty in comparing and calibrating the two against each other.

1.2 Results iron re-assays

The results are shown in Figure 1. After a preliminary linear regression of the data, the regression line function was refined by calculating the standard deviation on the residuals and excluding points lying more than one standard deviation away from the line. In Figure 1, the data points used in the regression are displayed as blue diamonds. Data points excluded from the regression are displayed as red diamonds. The data conforms to a linear function, giving a low error, with an r^2 of 0.97.

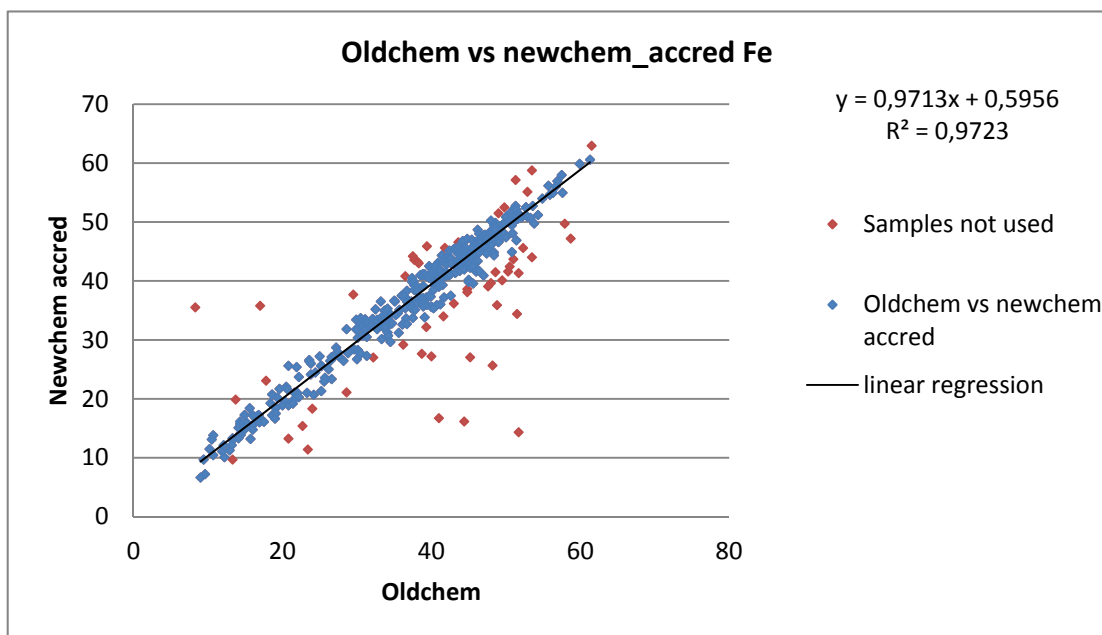


Figure 1. New Fe assays (Newchem accred) plotted against historic Fe assays (Oldchem).

The regression indicates that historic Fe grades lower than 20 % are slightly underestimated, and historic Fe grades higher than 20 % are slightly overestimated. The resulting regression function gives:

$$Fe_{tg} = 0.9713 * Fe_{hg} + 0.5956$$

where Fe_{tg} is the calculated true grade and Fe_{hg} is the historic Fe grade.

This function is applied to adjust the historic assays before they are used in the update of the mineral resource estimates.

1.3 Results manganese re-assays

The results are shown in Figure 2. After a preliminary linear regression of the data, the regression line function was refined by calculating the standard deviation on the residuals and excluding points lying more than one standard deviation away from the line. In addition to this, extreme grades above 6 % Mn were excluded. In Figure 2, the data points used in the regression are displayed as blue diamonds. Data points excluded from the regression are displayed as red diamonds. The data conforms to a linear function, giving a low error, with an r^2 of 0.97.

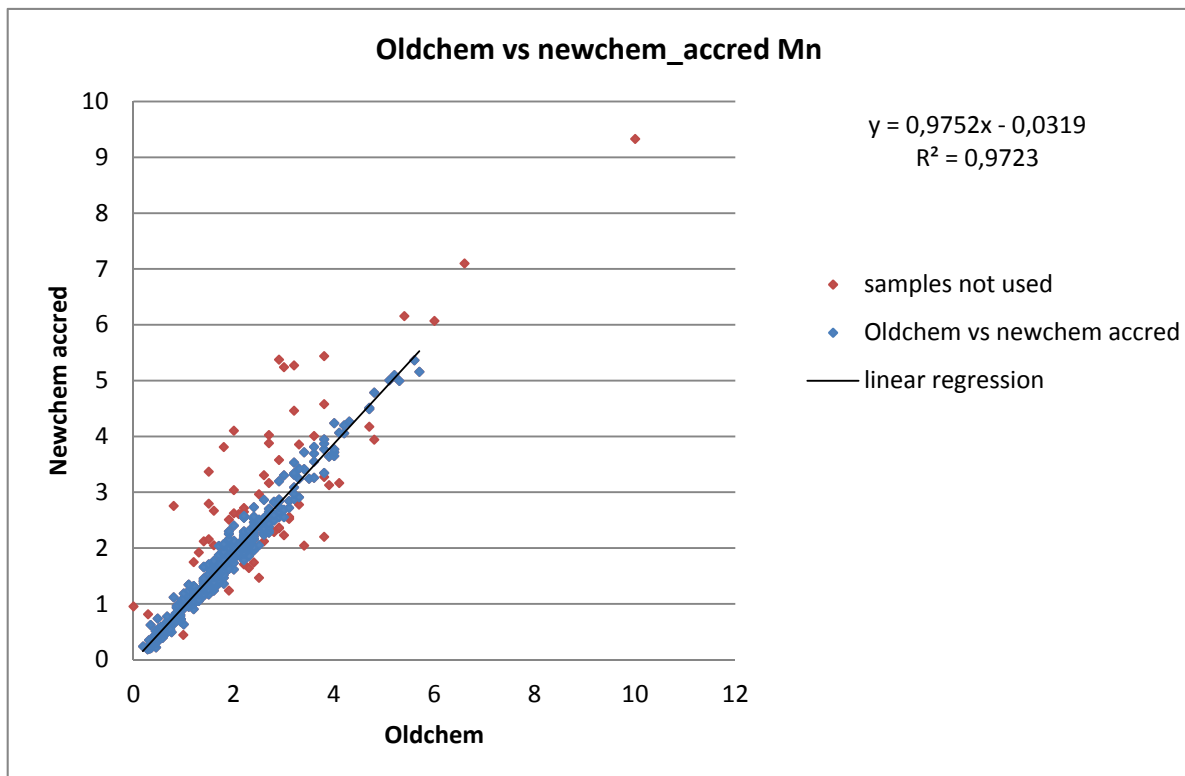


Figure 2. New Mn assays (Newchem accred) plotted against historic Mn assays (Oldchem).

The regression shows that historic Mn grades are slightly overestimated. The resulting regression function gives:

$$Mn_{tg} = 0.9752 * Mn_{hg} - 0.0319$$

where Mn_{tg} is the calculated true grade and Mn_{hg} is the historic Mn grade.

This function is applied to adjust the historic assays before they are used in the update of the mineral resource estimates.

1.4 Factors concerning sample repeatability

The variation in sample repeatability, when verifying the historic assays, is mainly controlled by factors such as sample size, drill core diameter, drill core recovery, analytical method/methods and historic sampling strategy. The sampling strategy and analytical procedure used during the pre-1993 period have varied, but some concluding assumptions can be made.

- Core recovery has never been documented in the historic drill core logging protocols and no significant core loss has been observed during the re-logging program conducted by Dannemora Mineral.
- The sample size has varied by differences in sample length, core diameter and sampling strategy. A historic long sample was sometimes sampled by using only 10 centimetre whole drill core from every metre, thus the recorded historic sample length does not reflect the sample size.
- From early 1900 to about 1970, the drill core diameter used was commonly 26 millimetres. After 1970, the core diameter was increased to 32 millimetres. During this period, it is assumed that there also were changes in analytical procedures, thus the date of drilling can be a controlling factor.

As there is no historic documentation regarding core recovery and no significant core loss has been found and recorded during re-logging, this factor has not been evaluated. However, based on the rare events of core loss found in the re-logging campaign, it is not considered to be a problem.

When re-sampling core where only 10 % of the core was used in the historic sample, the remaining 90 % of the core was cut and used for analysis. This result in an increased sample size compared to the historic samples. As differences in sample size is also closely related to the drill core diameter, it is effectively evaluated together with variations in drill core diameter and drill date.

To detect possible differences caused by variations in drill core diameter and/or analytical method when re-analyzing a historic assay, results from cores with higher numbers than 1000, drilled 1985 or later, were compared against the results obtained from the entire population. The result is presented in Figure 3, and shows that the grades from cores drilled after 1985 generally follows the same trend as the older cores, although without overestimating grades below 20 % Fe.

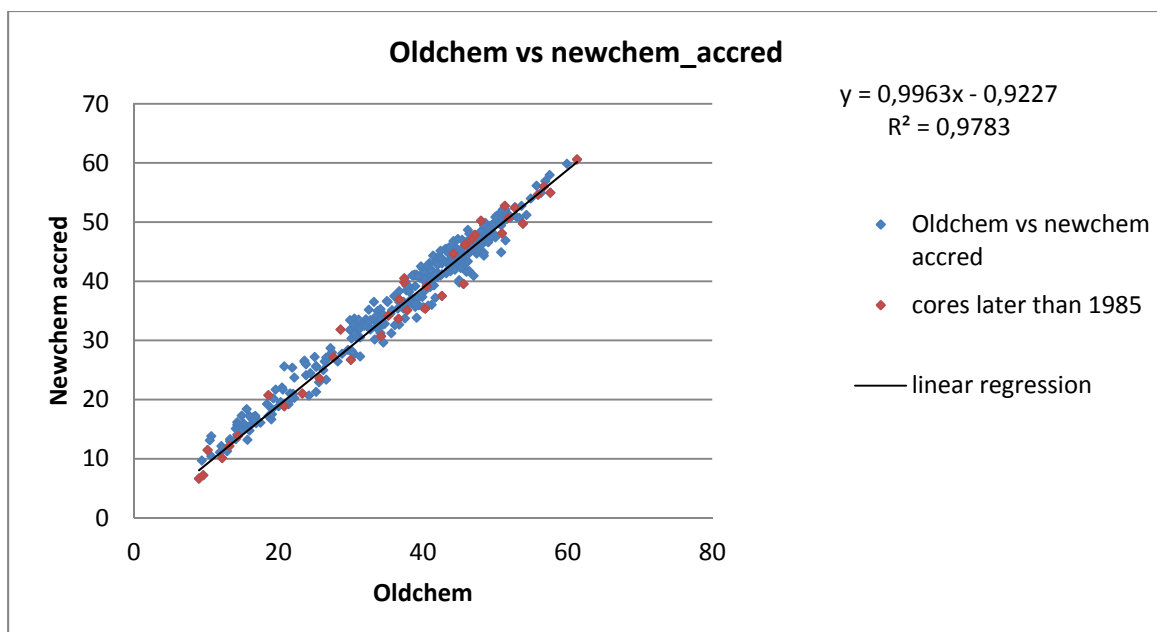


Figure 3. Comparison of the reproducibility of assay results for drill core samples from cores drilled 1985 or later, compared with the results from the entire sample population.

In summary, the exploration database is considered appropriate for resource estimation purposes.

2. Bulk density determination

To understand the relationship between specific gravity and Fe content for the Dannemora iron deposit, a total of 1494 specific gravity determinations have been made.

ALS implements an accredited water displacement laboratory method (method OA-GRA08). A total of 868 samples, mostly from what is considered to be the mineralised bodies, have been analyzed with this method.

The other 626 density determinations (method DIH_2008_01A) have been made in-house, also using the water displacement methods. 203 samples (of the total 1494 samples) have been measured by both methods. The mean deviation between methods is 0.0011 g/cm³ with a standard error of 0.0047.

A scatter plot has been made to determine the relationship between total iron content and specific gravity. A best-fit line was mathematically applied and a linear equation was constructed using the slope and intercept. To verify the accuracy of the linear equation it was then applied on the 1494 known values. The data was then filtered, by excluding values greater than two standard deviations (sigma=0.17), and a second scatter plot with a polynomial of the fifth degree was produced based on the remaining 1443 values, see Figure 4. The polynomial equation is:

$$S.G. = 0,000000011293436x^5 - 0,000001866752200x^4 + 0,000116388304134x^3 - 0,003234035753488x^2 + 0,063293076337187x + 2,584595574759420$$
$$R^2 = 0,931103360357905$$

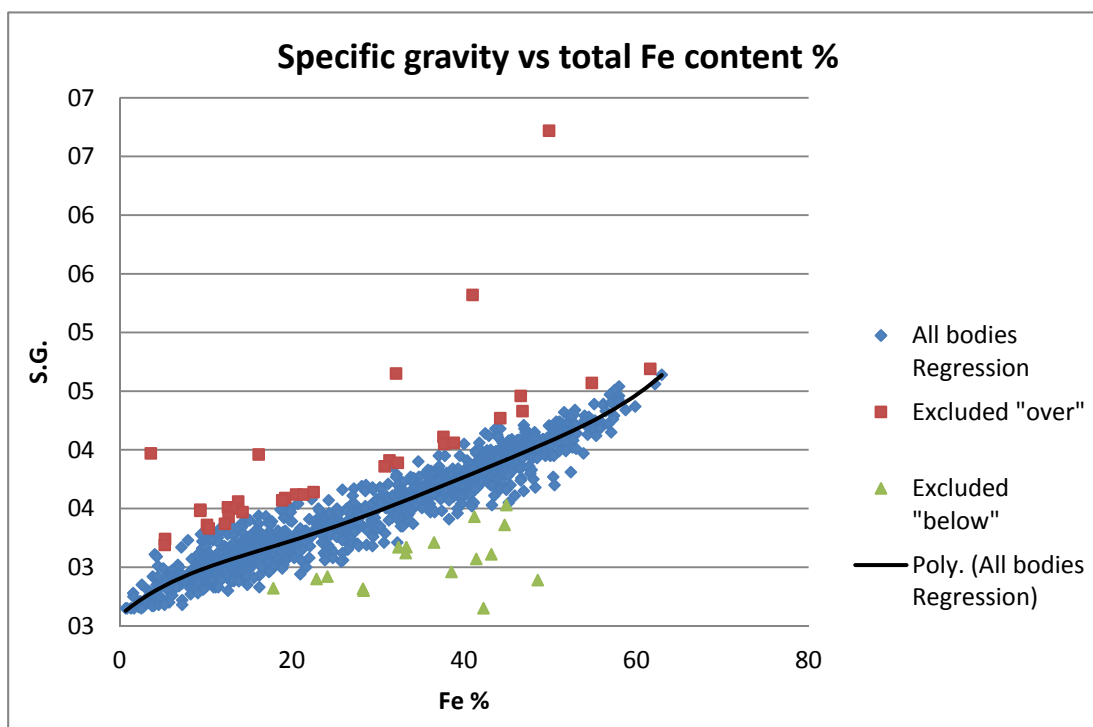


Figure 4. Scatter plot of specific gravity versus total iron content.

3. Sampling and assaying

Samples are labeled using an industry standard system with pre-printed water resistant labels. This allows a sample tag with a sample number to follow the sample during the sampling and shipping procedures. A copy of the sample tag and sample number, including drill core and section information etc, is kept at Dannemora Mineral for sample identification.

All core cutting is done using a diamond saw. Drill core not previously sampled is cut in two halves and one half is then placed back into the core box, the other half is put on a tray for drying, together with the sample number. After drying, the sample and sample tag is placed into PVC bags and sealed using cable ties. Drill core previously sampled is cut so that one quarter of drill core is put back into the core box and one quarter is used for analysis.

All cores are logged for lithology, core recovery, and, since June 2013 (dbh 3197), also geotechnical properties. Mineralized parts are sampled for chemical analysis. Sampling follows lithology and no samples are longer than 5 metres. Starting in March 2013, an estimate of recoverable magnetite in each sample has been made, together with a sample description. After sampling, the cores are stored in the core-shed at Dannemora.

Dannemora Magnetite handles the drill core cutting and sample delivery to the Bussgods shipping facility in Österbybruk for final delivery to ALS Minerals' laboratory in Piteå.

The ALS Minerals facilities are ISO9002 accredited. ALS Minerals in Piteå carries out the sample preparation in steps following methods LOG-22, CRU-31, SPL-21 and PUL-31. The preparation can be summarized as follows:

- The sample is logged into a tracking system and a bar code label is attached.
- Fine crushing of rock chip and core samples to more than 70 % of the sample passing 2 mm.
- Split sample using riffle splitter.
- A sample split of up to 250 g is pulverized to more than 85 % of the sample passing 75 microns.

After sample preparation, 100 grams of the sample pulp is sent from the ALS sample preparation laboratory to an ALS Minerals facility where chemical analysis is conducted. For currently used analytical method, see Part 2.

The assay data is pasted directly from the report from ALS Minerals into an excel spread sheet. The spread sheet automatically re-calculates results reported as oxides to pure element concentration and codes concentrations reported as under detection limit as the detection limit *-1, not analyzed as -99 and concentrations above reportable level as -666. The data is then copied and pasted into a table in the Microsoft Access database.

3.1 Verification of assays

In addition to ALS Minerals internal QA/QC program, Dannemora Mineral inserts standard samples and duplicate/internal standard samples into the sample train. Generally, one standard and one duplicate sample per 40 samples are analyzed. That gives a QC of 5 % of the samples.

The standard used is a mixture of two commercial standard reference materials provided by The National Institute of Standards and Technology, USA; NIST 692 Labrador Iron Ore and NIST 88b Dolomitic Limestone. A mixture of 4 parts of NIST 692 and 3 parts of NIST 88b is a close approximation of the mean composition of the carbonate hosted iron deposit at Dannemora.

Mixing and homogenizing the two NIST reference materials has been done by ALS Minerals in Piteå, using method HOM-01. The standard reference material was delivered to ALS Minerals in the original sealed glass bottles containing 100g NIST 692 and 75g NIST 88b. Prior to homogenization, the reference materials were accurately weighed at ALS Minerals, to allow calculation of the mixed material's chemical composition. Two batches have been prepared. Expected values for Fe and Mn are:

Batch no. 1: Fe 34.45 % $\pm$ 1.72 %; Mn 0.21 % $\pm$ 0.01 %

Batch no. 2: Fe 34.24 % $\pm$ 1.71 %; Mn 0.21 % $\pm$ 0.01 %

The duplicates are six samples with varying Fe content, chosen among the ALS reject pulps from the laboratory, which are re-assayed with new sample ID's. The purpose is to check the reproducibility of results.

Part 2

4. Drilling, sampling and analytical method during 2014

4.1 Drilling and sampling

With the purpose to enhance information of the limits of the mineralized bodies before mine planning is carried out, 54 underground drill holes were drilled in the Dannemora Iron Deposit from January to September 2014. In addition, five holes were drilled from the surface and underground for technical purposes. The total length of underground drilling was 5921.9 metres and of technical holes 290.0 metres. The cores are numbered 3195, 3196, 3213 to 3250, and 3501 to 3516.

Logging of the cores has included core recovery, lithology, sulphide mineralogy, and geotechnical properties as RQD and RMR. Sampling has followed lithology and each sample has been described. In addition, an estimate of the expected amount of recoverable magnetite, given as a number between 1 and 4, has been made for each sample. Sampling length was generally 4 metres (max 5 m) for the magnetite sections and 2 metres for the wall rock sections. The number of wall rock samples have decreased as it is no longer considered necessary to assay wall rock without recoverable magnetite. After core logging, section intervals are marked in the core box. A total of 238 samples from 38 drill cores were analyzed.

4.2 Analytical method

Samples are analyzed by ALS Minerals using the X-ray fluorescence spectroscopy method XRF21n, following Lithium Metaborate Fusion (Table 1).

Table 1. Elements and ranges for method XRF21n.

Analyte	Units	Sign Figs	Lower Limit	Upper Limit
Al ₂ O ₃	%	3	0.01	100
As	%	3	0.001	1.5
Ba	%	3	0.001	10
CaO	%	3	0.01	40
Cl	%	3	0.001	6
Co	%	3	0.001	5
Cr ₂ O ₃	%	3	0.001	10
Cu	%	3	0.001	1.5
Fe	%	3	0.01	75
K ₂ O	%	3	0.01	6.3
MgO	%	3	0.01	40
Mn	%	3	0.001	25
Na ₂ O	%	3	0.005	8
Ni	%	3	0.001	8
P	%	3	0.001	10
Pb	%	3	0.001	2
S	%	3	0.001	5
SiO ₂	%	3	0.05	100
Sn	%	3	0.001	1.5
Sr	%	3	0.001	1.5
TiO ₂	%	3	0.01	30
V	%	3	0.001	5
Zn	%	3	0.001	1.5

Zr	%	3	0.001	1
Total	%	3	0.01	100
LOI	%	3	0.01	100

4.3 Results, verification of recent assays

During 2014, 6 standard samples and 6 duplicates/internal standards have been analyzed (for description, see Part 1). Only batch no. 2 of the standard has been used. The results for standards (Fe, Mn) and duplicates (Fe, Mn) are shown in Figures 5, 6, and 7 respectively. A deviation of +/- 5 % of the certified standard values, displayed as a reference line, is regarded as acceptable.

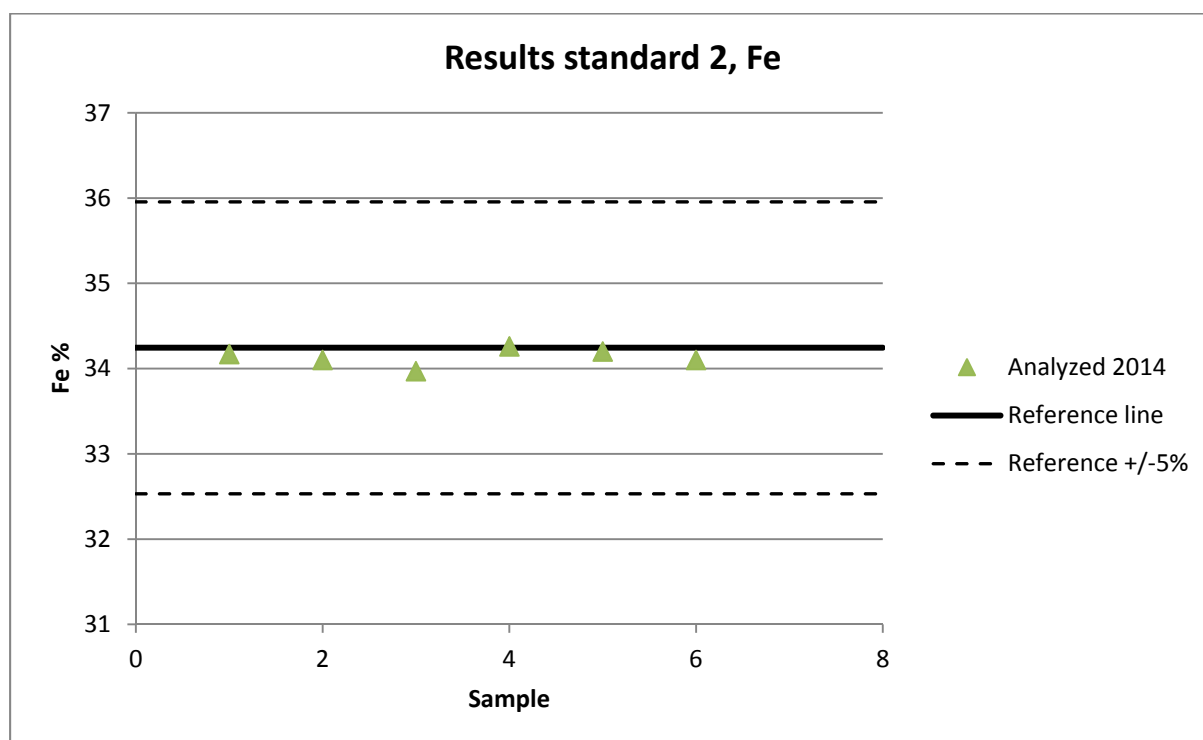


Figure 5A. Fe values for the mixed standard reference material, batch no. 2, analyzed by ALS Minerals.

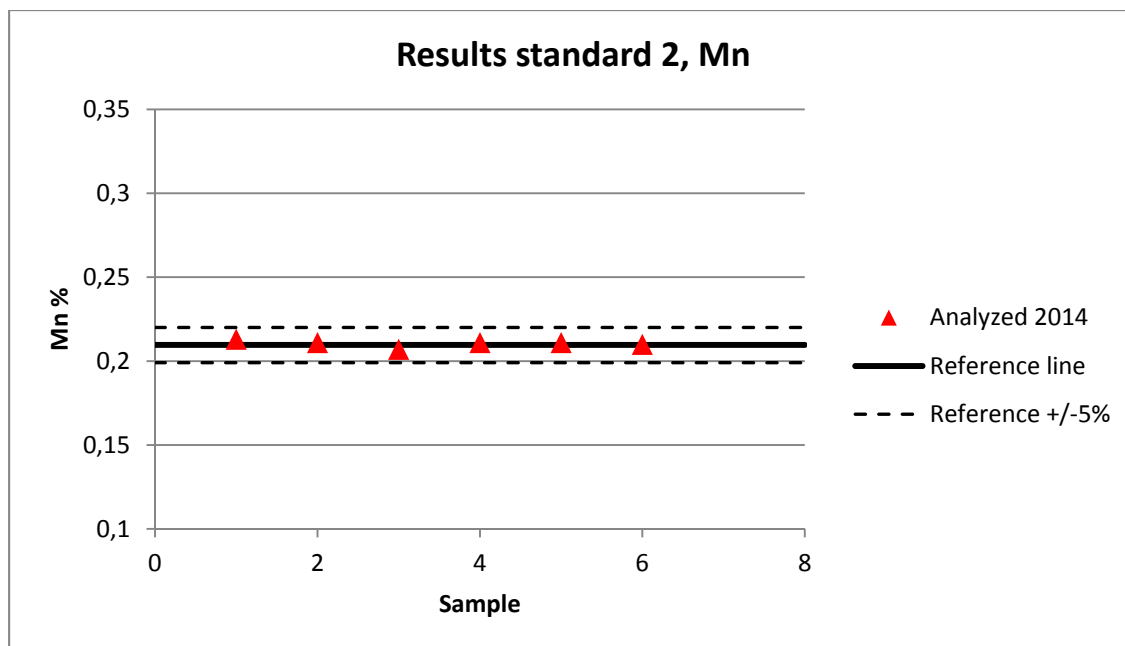


Figure 5B. Mn values for the mixed standard reference material, batch no. 2, analyzed by ALS Minerals.

The average Fe value of the analyzed standard is 0.32 % lower than the reference value and the average Mn value is 0.45 % higher than the reference value. The results suggest that accuracy is well within tolerance.

For duplicate samples, the reproducibility appears to be satisfying, even if the number of analyses is rather small.

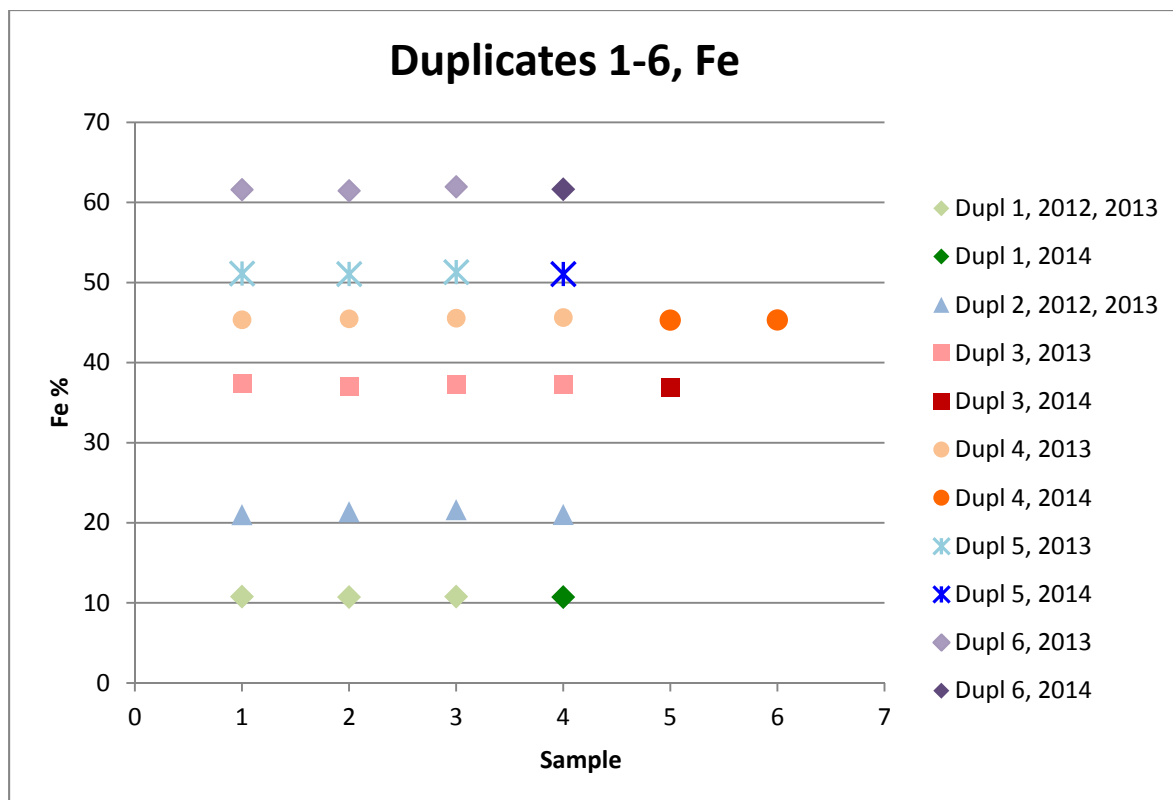


Figure 6. Fe values for duplicates, analyzed 2014 by ALS Minerals. Previous samples added for comparison.

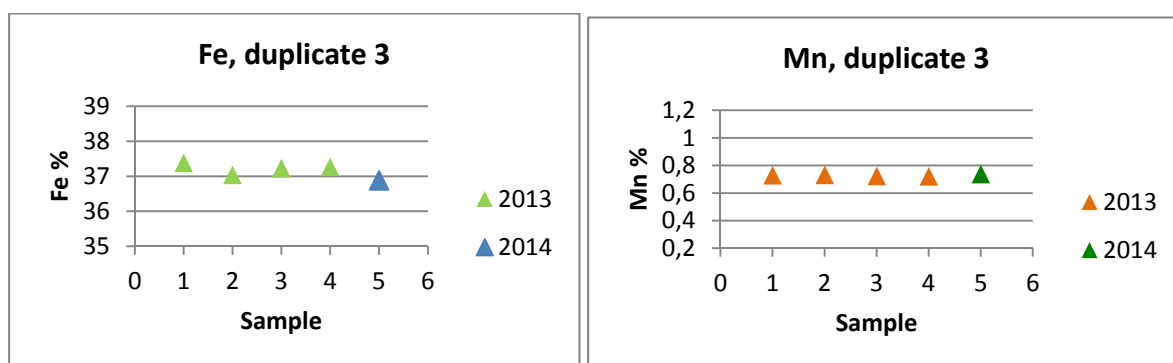


Figure 7. Fe and Mn values respectively for duplicate 3.

5. Mineral processing and metallurgical test work

The mass yield in the existing Dannemora sorting plant* is today around 40 %. Recent testwork, performed at laboratory, pilot, and large scale, has shown that with an additional upgrading step, based on the tailings from the sorting process, it is possible to increase the mass yield to 56-58 %.

The final step of the planned recovery process is wet grinding with wet magnetic separation. The principal design criterion for that type of process is the amount of grinding needed to liberate the magnetite particles in order to achieve the required recoveries and grades.

To properly design and size the wet process part, during November 2013, GTK in Finland performed laboratory wet grinding and wet separation tests based on tailings from the sorting plant.

Test 1

Rod mill grinding to 40.9 % passing 75 µm and wet separation in 1 step resulted in a concentrate grade of 44.0 % Fe. Wet separation in 4 additional steps resulted in a concentrate grade of 52.0 % Fe.

Test 2

Rod mill grinding to 40.9 % passing 75 µm and wet separation in 1 step according to test 1. Grinding in ball mill to 64.0 % passing 75 µm and wet separation in 4 steps resulted in a concentrate grade of 55.6 % Fe

Test 3

Rod mill grinding to 40.9 % passing 75 µm and wet separation in 1 step according to test 1. Grinding in ball mill to 79.7 % passing 75 µm and wet separation in 4 steps resulted in a concentrate grade of 58.8 % Fe.

Total results

The tests show that a Fe content above 55 % (sinter fines specification) with high process yield can be achieved in the planned upgrading process. The results are in line with previous tests and confirm that grinding to 60 % passing 75 µm is sufficient to reach 55 % Fe in the concentrate. As expected, the Fe content in the wet tailings from the upgrading process is generally low, about 8 %, all of which is not present in magnetite. Put into a mass balance for a new beneficiation process this will result in a total process yield of 56-58 %.

*In the current sorting process, crude ore crushed to minus 150 mm passes a first magnetic separation step removing the larger waste. After two further crushing steps and screening, the magnetite-rich material undergoes final magnetic separation for production of lump ore and sinter fines at 50 and 55 % Fe respectively. The waste from the first step is crushed to minus 50 mm and mixed with the tailings from the final separation steps.

6. Resource estimation

6.1 Envelope modelling

For each mineralisation in the Dannemora iron ore deposit, envelopes were constructed by connecting segments with the interpreted outline of the mineralisation. All segments are snapped on sample boundaries with 20 % Fe or higher.

Due to the fact that some of the mineralised bodies are narrow and display a complex structure, waste rock around the mineralisation was treated in one of the following ways:

- Internal waste rock that could be defined as a coherent unit was modeled as a separate envelope not included in the block model.
- Narrow waste rock sections in between mineralised sections or waste rock that could not be excluded from the model was allowed to dilute the block model.

Beyond last sampled section, the envelope was allowed to continue by approximately half the mineralisation width in accordance to geological relationship between segments and/or other geological information such as underground mapping.

6.2 Domains

During modeling, each mineralised envelope was treated as one single domain with respect to Fe and Mn. This is generally true for Fe and Mn, where it is supported both by the geology as well as looking at the data set. Where waste rock material was allowed in the model, mixing of the populations sometimes was evident.

6.3 Composites and block size

Composite lengths were chosen based on sample length statistics (Fig. 8) for different domain data sets, but was concluded for all domains to be either 4 or 5 metres.

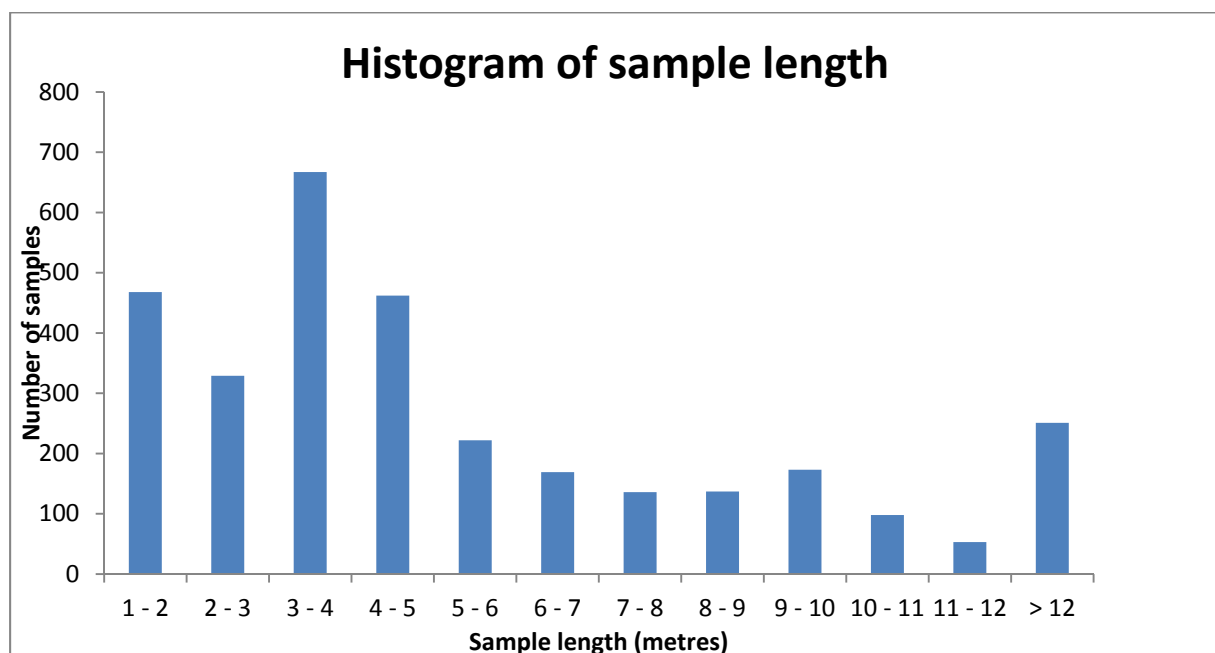


Figure 8. Distribution of sample lengths.

Compositing of elements to be modeled was made in two ways. For Fe and Mn, unsampled sections within the domain (named NS in domain database) were allowed to dilute the model, with their grades set to 0.

For all other elements, unsampled sections were not composited over.

Block size determinations for the different domains were based on spacing of available data and to reflect the assumed mining units. Standard sub blocking is used, with block sides down to 1/8th of the original length. Volume comparisons between the envelope and the created block model were made to ensure that sub blocking was sufficient.

Parameters used for composites and block modeling are shown in Table 2.

Table 2. Composite and block model parameters

Model	DMAB 2014	
Element	Fe and Mn	Deleterious
Composite length (m)	4 or 5	4 or 5
Minimum % of sample in composite	75	75
Composite only inside envelope	Yes, although sampled mined out units allowed to be composited	Yes, although sampled mined out units allowed to be composited
Block size (m)	mostly x=4, y=8, z=9.5*	mostly x=4, y=8, z=9.5*
Variography	Variography done on each mineralized body	Variography done on total sample population
Variogram model	Individual model for each domain	Representative or individual models used
Block fill parameters	Several steps. Ranges depending on individual domain variograms	Several steps. Ranges depending on individual domain variograms
Number of samples to fill block	min=2 or 3 max=15	min=2 or 3 max=15
Search ellipsoid	following domain	following domain
Model type	ordinary kriging (discretisation points x=3, y=3, z=3)	ordinary kriging (discretisation points x=3, y=3, z=3)
Model type used in the event of poor data coverage for contaminants only.	Inverse distance was used for Norrnäs 1 and 2 due to the complex shape of the domain.	inverse distance squared

*For the domains Diamanten 2 and Lyndon 1 and 3 the estimates have been taken from the Mineral Resource estimate 2011. The block size during 2011 was set to x = 4 m, y = 8 m and z = 17 m.

6.4 Variography

For Fe and Mn, variogram models were created for each domain (Table 3 and 4), except for Lyndon 3, for which the same variogram model as for Lyndon 1 was used. Experimental variograms were calculated in three principal directions using Surpac's variogram map function. The major direction with the longest range generally agrees well with the strike of the domain and was used to create a

variogram model. The ranges for the semi-major and minor axis were adjusted if anisotropy was discovered. Ranges and directions of the models are expressed as search ellipsoids.

However, for Norrnäs 1 and 2 mineralisations no variograms were made due to the complex shapes of the modeled domains. Instead the mineralisations were divided into five subdomains with respect to strike and dip. For each subdomain a search ellipsoid for the elements Fe, Mn and S were made, fitting the shape of the subdomain and the search radii set to values typical for the Dannemora field. Table 6A and B shows search ellipsoids for the elements Fe and Mn for each subdomain.

Table 3. Variogram model parameters for Fe

	Structure 1				Structure 2		
Domain	Nugget	Sill	Range	Type	Sill	Range	Type
Norrnäs 3	0.09	1.00	42.99	Spherical			
Botenhäll	0.13	0.99	42.67	Spherical			
Strömsmalmen	0.13	0.86	33.40	Spherical			
Myrmalmen	0.12	0.86	33.40	Spherical			
Sjöhag	0.00	28.68	47.51	Spherical			
Svea	11.57	53.15	30.63	Spherical	39.78	55.53	Spherical
Schaktmalmen	0.18	0.80	35.60	Spherical			
Kruthus	10.06	85.08	91.61	Spherical			
Konstäng 1-4	0.11	0.86	53.91	Spherical			
Konstäng 2-3	10.20	61.84	103.43	Spherical			
Diamanten 2	9.80	99.71	108.78	Spherical			
Lyndon 1	0.00	114.83	58.14	Spherical			
Lyndon 3	0.00	114.83	58.14	Spherical			

Table 4. Variogram model parameters for Mn

	Structure 1				Structure 2		
Domain	Nugget	Sill	Range	Type	Sill	Range	Type
Norrnäs 3	0.06	1	44.77	Spherical			
Botenhäll	0.05	1	56.35	Spherical			
Strömsmalmen	0.1	0.37	47.74	Spherical			
Myrmalmen	0.10	0.37	47.74	Spherical			
Sjöhag	0	0.05	40.77	Spherical			
Svea	0	0.55	57.05	Spherical			
Schaktmalmen	0.01	0.02	86.09	Spherical			
Kruthus	0.01	0.03	97.38	Spherical			
Konstäng 1-4	0.12	0.84	49.21	Spherical			
Konstäng 2-3	0.16	0.89	111.58	Spherical			
Diamanten 2	0.25	1.23	56.61	Spherical			
Lyndon 1	0.01	0.11	59.89	Spherical			
Lyndon 3	0.01	0.11	59.89	Spherical			

For other modeled elements, that were not analyzed on a regular basis during the pre-1993 mining operations, sufficient data coverage that would allow good variogram modeling is not available for the majority of the mineralised bodies. In these cases, the total sample population was used to generate general variogram models. As for Fe and Mn, experimental variograms were calculated in three directions and the direction showing the longest range was used to construct a variogram model. The ranges of the major, semi-major and minor axes were adjusted according to possible anisotropy. The modeled ranges are expressed as search ellipsoids that were used for modeling using inverse distance calculations (Table 5).

Table 5. Search ellipsoids for general models

Element	Major axis orientation and radius				Axis ratios	
	Strike	Plunge	Dip	Radius	Major/semi-major	Major/minor
Al	0	0	-90	60.63	1	2.40
Ca	90	0	20	98.76	1	1.20
K	130	0	-50	66.32	1.17	1.20
Mg	100	0	-70	110	1.23	1.51
Na	0	0	70	86.86	1	2.63
P	0	0	-90	64.63	1	1
S	0	0	-90	40.73	1	1.69
Si	0	0	80	78.35	1	1

6.5 Search distances and block filling strategy

The kriging estimation uses search ellipsoids resulting from the variogram modeling as well as the shape of the domains (Fig. 9). The block models were filled in 2 to 4 steps of interpolation. In the first step, the search radius was set to the maximum range of the variogram model. In the second step, the search radius was increased to 2 times the maximum range and in the third step the radius was set to 3 times the maximum range. If not all blocks were filled in the third step, a fourth step was used to fill the remaining blocks with a range which would include all the remaining blocks. The interpolation steps were recorded in each block by using a separate attribute. The ellipsoid shapes, orientations and ranges are given in Table 6A and B.

Norrnäs 1 and 2 were estimated using inverse distance. The block model was interpolated with the same procedure as described above, except for that no variogram was used.

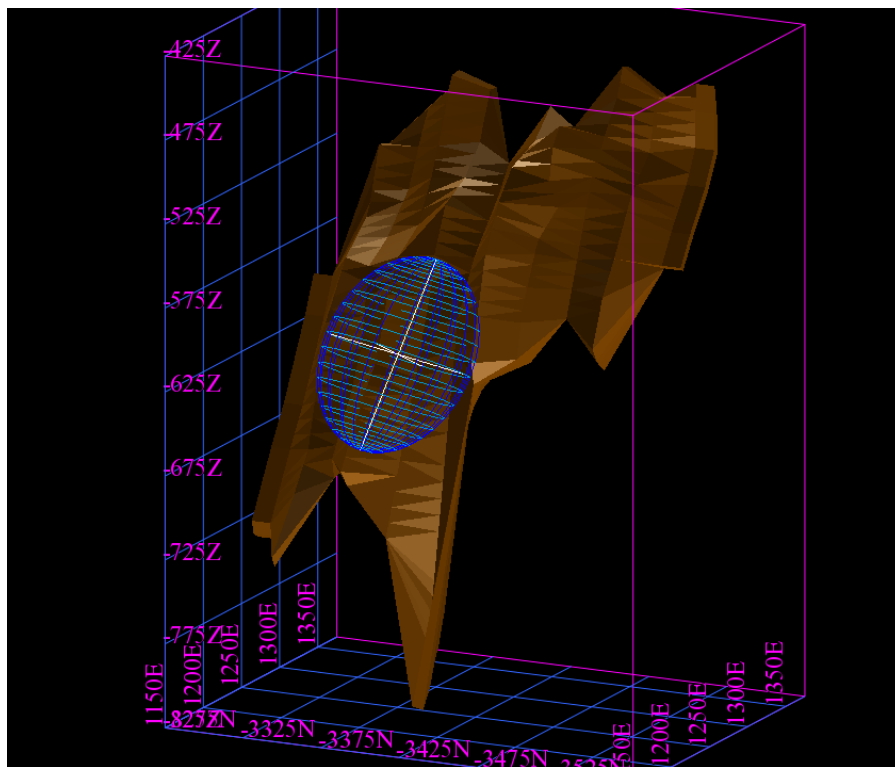


Figure 9. Search ellipsoid, example from Diamanten 2 for manganese.

Table 6A. Search ellipsoid orientations and ranges used in the estimations for Fe.

Domain	Bearing	Plunge	Dip	Major/semi major	Major / minor	Pass 1	Pass 2	Pass 3	Pass 4
Norrnäs 1and 2 subdomain 1	10	10	70	1	3	35	70	140	
Norrnäs 1and 2 subdomain 2	25	10	80	1	3	35	70		
Norrnäs 1and 2 subdomain 3	40	-10	80	1	3	35	70	140	
Norrnäs 1and 2 subdomain 4	0	-10	85	1	3	35	70		
Norrnäs 1and 2 subdomain 5	310	-10	80	1	3	35	70	140	
Norrnäs 3	8.3	-48.9	70.0	1.0	3.1	43.0	86.0	129.0	
Botenhäll	1.7	-39.3	-80.9	1.2	2.0	42.7	85.3	128.0	
Strömsmalmen	20.0	0.0	-70.0	1.3	2.9	33.4	66.8	100.2	
Myrmalmen	20.0	0.0	-70.0	1.3	2.9	33.4	66.8	100.2	300.0
Sjöhag	47.0	0.0	70.0	1.0	1.7	47.5	95.0	142.5	
Svea	0.0	0.0	-90.0	1.0	1.4	55.5	111.1	---	
Schaktmalmen	140.0	0.0	30.0	1.0	1.6	35.6	71		
Kruthus	0.0	0.0	-90.0	1.0	2.0	91.6	183.2	274.8	
Konstäng 1_4	15.0	-40.0	80.0	1.0	2.5	53.9	107.8	---	
Konstäng2_3	10.0	0.0	60.0	1.0	2.0	103.4	---	---	
Diamanten 2	10	0.0	-90	1.0	2.0	18.1	36.3	72.5	
Lyndon 1 and 3	0.0	0.0	50.0	1.0	3.0	19.4	38.8	77.5	

Table 6B. Search ellipsoid orientations and ranges used in the estimations for Mn.

Domain	Bearing	Plunge	Dip	Major/semi major	Major / minor	Pass 1	Pass 2	Pass 3	Pass 4
Norrnäs 1and 2 subdomain 1	10	10	70	1	3	35	70	140	
Norrnäs 1and 2 subdomain 2	25	10	80	1	3	35	70		
Norrnäs 1and 2 subdomain 3	40	-10	80	1	3	35	70	140	
Norrnäs 1and 2 subdomain 4	0	-10	85	1	3	35	70		
Norrnäs 1and 2 subdomain 5	310	-10	80	1	3	35	70	140	
Norrnäs 3	20.0	0.0	70.0	2.0	2.5	44.7	89.4	134.1	
Botenhäll	50.0	0.0	-70.0	1.5	1.5	56.4	112.7	169.0	
Strömsmalmen	180.0	10.0	50.3	1.3	1.5	47.7	95.4	143.1	300.0
Myrmalmen	180.0	10.0	50.3	1.3	1.5	47.7	95.4	143.1	300.0
Svea	0.0	0.0	-90.0	1.0	2.0	57.0	114.1	---	
Schaktmalmen	130.0	0.0	80.0	2.0	2.6	86.1	172.2	258.3	
Kruthus	110.0	0.0	70.0	1.0	1.5	97.4	194.8	292.1	
Konstäng 1_4	20.0	-30.0	-80.0	1.0	1.4	49.2	98.4	---	
Sjöhag	70.0	0.0	30.0	1.0	1.8	40.8	81.5	142.1	
Konstäng2_3	0.0	0.0	60.0	1.4	2.1	111.6	---	---	
Diamanten 2	10.0	0.0	50.0	1.0	2.0	18.9	37.7	75.5	
Lyndon 1 and 3	0.0	0.0	50.0	1.0	3.0	20.0	39.9	79.8	

6.6 Block model validation

The new block models were validated by the following methods.

- De-clustering plots where composite values are plotted against the closest block value. Allowed maximum separation between block center and composite is 3 metres (Appendix 1).
- Comparing the general statistics including mean, median and cumulative distribution of the values between the composite- and block values (Appendix 2), including cumulative distribution plots (examples in Appendix 3).
- A visual comparison between the blocks and the original drill core analyses (examples Appendix 4).

The validation shows, in general, that there is slight tendency to underestimate higher grades and to overestimate lower (Appendix 1). This is also expressed when comparing the distribution of block values and those of the composites. A comparison between the mean Fe block grades and the mean Fe grade of the composites is presented in Figure 10, and shows that the block grade is within 3 % (absolute) of the composite grade with three exceptions (Diamanten 2, Schaktmalmen and Norrnäs 3). Manganese also shows a good agreement with the composites.

The quality of the estimates of deleterious elements varies considerably between the mineralised bodies, depending on the variable amount of samples representing each domain. The distribution of the samples also varies within the domain.

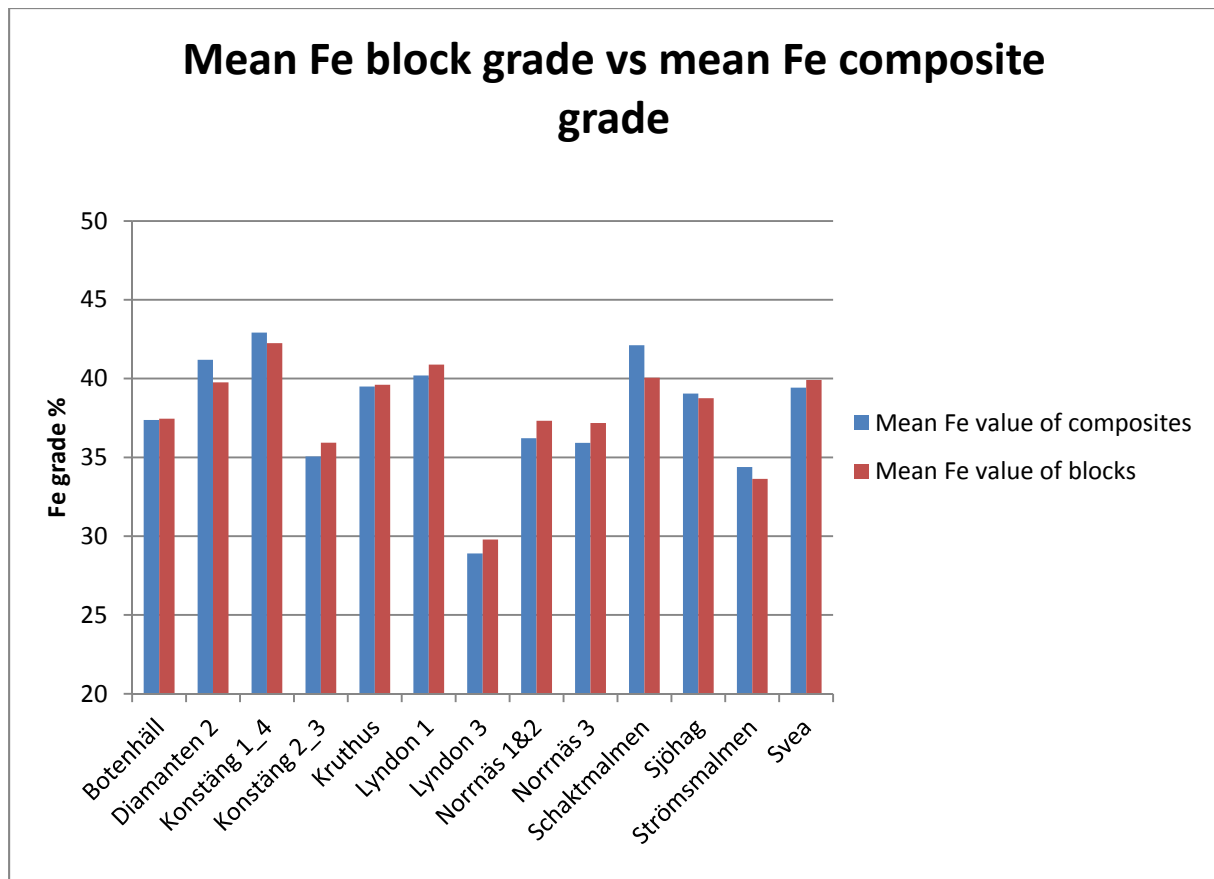


Figure 10. Mean Fe block grades plotted against the mean Fe composite grade.

6.7 Resource classification

The mineralised envelopes were constructed by connecting sections with the interpreted outline of the mineralisation, using a 20 % Fe grade cut-off.

Measured resource

Measured resources are those that are principally defined by 25 metres spaced fan drilling and where the distributions of deleterious elements are considered to be reasonably well known.

Indicated resource

Indicated resources are those that are either defined by 50 meters spaced fan drilling or with 25 metres spaced fan drilling and having less reliable knowledge of the distribution of deleterious elements.

Inferred resource

The inferred category is used for modelled envelopes that do not fulfil the criteria stated above, but where there is geological knowledge or a possible continuation of the mineralised body. This includes both sparse drilling, interpretations from geophysical data, and geological understanding of the morphology of the mineralised bodies in the mine field.

6.8 Additional mineral resource from backfilled tailings

During 2014 a first study on retreatment options for backfilled tailing from the current sorting process was conducted. Since the re-opening of the Dannemora mine, tailings from the sorting plant have been deposited in the existing Kruthus and Konstäng stopes, stemming from the mining before 1992.

With the development of a new beneficiation plant, some of the tailing from the current process can be considered to have “potential for economic extraction” and thus considered to be a mineral resource.

Until October 2014 a total of 3.7 million tonnes with an average grade of 22 % Fe have been deposited, of which 1.7 million tonnes are assumed possible to mine and retreat in the planned upgraded process. This part of the tailings is thus considered as an Inferred Mineral Resource. For further information see report “Study on Retreatment Options for Backfilled Tailings, Dannemora Mine”.

7. Results

The results from the new estimates are summarized in Tables 7 and 8.

The new estimate of measured and indicated resources are 25.19 million tonnes at a mean grade of 39.23 % Fe and 2.01 % Mn. This is a decrease of 2.87 million tonnes compared to the previous estimate from 2013. The majority of the decrease in tonnage is caused by mined out areas.

The results for each mineralisation of the resource classification are presented in Table 9. The new estimate gives measured resources of 15.26 million tonnes averaging 39.62 % Fe and 1.87 % Mn. Indicated resources of 9.93 million tonnes averaging 38.62 % Fe and 2.15 % Mn. Inferred resource of 4.56 million tonnes averaging 37.23 % Fe and 2.36 % Mn and an inferred resource of tailings at 1.70 million tonnes averaging 21 – 22 % Fe.

Table 7. Summary of results of the new mineral resource estimate compared with the previous, estimated in 2013.

Mineral Resource 2014			2014		
	ktonnes 2014	ktonnes 2013	Fe %	Mn%	S %
Measured	15 257	17 486	39.62	1.87	0.24
Indicated	9 934	10 576	38.62	2.15	0.19
Tot Measured + Indicated	25 191	28 062	39.23	1.98	0.22
Inferred	4 560	4 881	37.23	2.36	0.07
Inferred (Tailings)	1 700		21 - 22		
Tot Inferred	6 260	4 881			

Table 8. Present measured, indicated and inferred resources in the Dannemora iron deposit 2014-12-31

	Measured resource				Indicated resource				Inferred resource			
Mineralisation	ktonnes	Fe %	Mn %	S %	ktonnes	Fe %	Mn %	S %	ktonnes	Fe %	Mn %	S %
Norrnäs 1 och 2	2 385	37.19	2.18	0.12	503	36.68	2.00	0.15	2 285	37.73	2.50	0.07
Norrnäs 3	706	36.70	1.87	0.37	31	37.81	1.94	0.36	-			
Botenhäll	954	37.51	2.11	0.33	238	38.04	1.56	0.42	-			
Strömsmalmen	204	34.12	1.90	0.24	644	33.33	1.65	0.29	121	30.83	1.12	0.08
Myrmalmen	-				-				492	26.77	1.56	0.07
Sjöhag	77	37.68	0.67	0.50	116	44.38	0.36	0.33	-			
Svea	796	41.40	2.75	0.11	1 083	40.16	2.68	0.10	926	40.27	2.33	0.07
Diamanten 2	2 065	41.54	3.44	0.21	2 100	43.73	3.22	0.18	549	43.42	3.22	0.10
Schaktmalmen	30	42.51	0.70	0.11	1 883	40.91	0.85	0.07	187	29.50	1.20	
Kruthus	2 368	41.65	0.50	0.31	842	40.05	0.87	0.19	-			
Konstäng 1-4	1 236	41.02	1.14	0.37	31	40.07	1.12	0.41	-			
Konstäng 2-3	1 666	35.32	3.18	0.35	573	37.69	3.59	0.35	-			
Lyndon 1	2 770	41.90	0.85	0.16	458	38.66	0.84	0.11	-			
Lyndon 3	-				1 432	29.18	3.06	0.28	-			
	15 257	39.62	1.87	0.24	9 934	38.62	2.15	0.19	4 560	37.23	2.36	0.07

	ktonnes	Fe %	Mn %
Tot Measured + Indicated	25 191	39.23	1.98

7.1 Mineral resource – reasonable prospect for eventual economic extraction

7.2 Solid modelling criteria

The wireframe modelling is generally done to a minimum width of 5 metres, so as to be directly usable for mine planning and conversion to mineral reserves.

7.3 Cut-off grade

The mineral resource estimates year 2011 and onwards was set to a cut off at 20 % Fe since the feasibility study showed that it was a reasonable level. The cut-off of 20 % Fe is still regarded as reasonable in the 2014 mineral resource estimate despite the fact that the mine currently operates with a 30 % Fe cut off. Below are two reasons and a discussion why the cut-off grade is maintained at 20 % Fe:

- The beneficiation plant at the Dannemora mine currently has a limitation regarding beneficiation of lower grade magnetite feed (between 20 and 30 % Fe). To remedy that, a second wet process step is planned. The improved plant is considered to be able to handle lower grade feed and the mass recovery is expected to increase from today's 40 % mass recovery up to 58 % mass recovery. Test work shows that a wet process step will improve the ability to handle ore grades between 20 % and 30 % Fe.
- A hoist system is planned to be installed in the mine. This will lower the transportation costs which will decrease the cut-off grade compared to the current production cut off. The hauling of ore in the mine is currently done by trucks.

Today's operation of the mine has similar costs and revenue compared to the pre-operation cost and revenue forecasts, except for the two factors that are described above.

20 % cut off is therefore regarded as reasonable, with the "prospect for economic extraction" according to JORC code 2012 edition in mind.

8. Discussion and conclusions

- The Measured and Indicated resource totals 25.19 million tonnes at an average grade of 39.23 % Fe and 1.98 % Mn.
- Inferred resource of 4.56 million tonnes averaging 37.23 % Fe and 2.36 % Mn and an inferred resource of tailings at 1.70 million tonnes averaging 21 – 22 % Fe.
- The new estimate results in a decreased tonnage of measured and indicated mineral resource by 2.87 million tonnes compared to the 2013 mineral resource estimation.

8.1 Decreasing factors

The decrease of the measured and indicated mineral resource depends on several factors:

- 2.7 million tonnes were mined during 2014.
- The current plant cannot handle low grade ore, therefore mining is done in a selective way and lower grade material has to be left unmined.

8.2 Increasing factors

- The increase of the inferred mineral resource is, in part, based on a study where parts of the tailings from the current process in the beneficiation plant is planned to be re-treated and thereby are classified as a mineral resource.
- Infilled drilling and drilling in the extension of the known mineralisations.

Stompunktsförteckning Dannemora gruvor 2015-09-17

Om ej annat anges: prisma = Leica 0-prisma med GPH1 hållare. Mätarm Leica 60mm

Nivå/plats	Punktnr	N	E	Z	Anm
Huvurdramp, strömsmalmsramp	128	-2977,250	1802,404	-172,296	
	129	-2966,926	1817,681	-173,508	
	130	-2974,928	1814,445	-173,374	
	131	-2987,639	1833,194	-175,384	
	132	-2993,097	1826,807	-175,963	
	133	-3011,673	1828,693	-178,167	
	134	-3007,395	1822,967	-178,019	
	135	-3024,492	1800,626	-180,964	
	136	-3015,163	1802,125	-181,084	
	137	-3003,384	1780,594	-182,992	
	138	-3001,821	1788,718	-183,041	
	139	-2973,340	1781,304	-186,269	
	140	-2975,072	1787,477	-186,110	
	141	-2953,431	1792,264	-188,930	
	142	-2960,740	1801,328	-189,361	
	143	-2971,086	1827,995	-192,790	
	144	-2981,169	1820,824	-193,973	
	145	-3013,611	1817,249	-197,209	
	145B	-3018,122	1809,547	-197,805	
	145C	-3006,737	1799,342	-198,217	
	146	-3005,702	1811,936	-197,240	
	147	-3016,078	1793,450	-199,284	
	181	-3027,197	1792,328	-181,020	
	182	-3023,477	1787,145	-181,214	
	183	-3032,980	1779,118	-179,497	
	184	-3026,718	1756,518	-178,203	
	185	-3038,224	1758,574	-177,769	
	186	-3037,846	1736,060	-177,073	
	187	-3018,465	1737,646	-176,957	
	188	-3023,900	1747,696	-177,403	
	189	-2992,784	1738,230	-176,253	
	196	-3020,532	1801,109	-197,968	
	197	-3037,841	1797,565	-197,161	
	198	-3031,408	1789,177	-196,876	
	199	-3038,530	1764,051	-194,957	
	200	-3028,248	1753,323	-194,242	
	201	-3008,538	1744,689	-193,662	
	202	-3011,452	1750,659	-193,893	
	204	-2979,102	1743,601	-192,588	
	350	-2943,264	1810,914	-190,254	
	351	-2945,077	1804,026	-189,864	
	351b	-2887,957	1826,293	-197,476	
	352	-2839,380	1839,874	-203,474	
	353	-2841,783	1832,788	-202,678	
	354	-2773,879	1851,493	-210,747	
	355	-2756,478	1862,685	-213,244	

356	-2702,316	1877,599	-220,110
357	-2688,157	1875,019	-221,525
358	-2647,117	1896,613	-226,743
359	-2659,007	1895,559	-225,995
360	-2647,709	1929,535	-229,340
361	-2654,057	1918,639	-228,755
362	-2660,066	1929,050	-229,928
363b	-2680,729	1948,297	-233,040
364	-2681,186	1940,635	-233,100
364b	-2700,121	1943,149	-234,994
365b	-2726,989	1957,276	-238,867
366b	-2725,532	1948,857	-238,474
367b	-2766,463	1964,933	-243,527
368	-2759,728	1955,441	-242,559
369	-2810,316	1973,212	-249,112
370	-2810,095	1965,150	-248,904
371	-2862,706	1983,106	-255,052
372	-2865,469	1975,232	-255,326
373	-2913,613	1992,657	-262,006
374	-2921,078	1985,706	-262,615
375	-2963,537	2002,156	-267,999
376	-2965,373	1993,813	-268,084
377	-3015,330	2011,951	-274,600
378	-3014,204	2002,814	-274,387
379	-3054,214	2019,328	-279,487
380	-3059,345	2011,645	-280,218
381	-3110,595	2029,395	-286,592
382	-3108,152	2020,702	-286,346
383	-3160,067	2038,757	-292,461
384	-3156,047	2029,894	-292,016
385	-3193,710	2037,464	-295,603
386	-3178,428	2033,370	-295,044
387	-3245,496	2017,587	-303,259
388	-3244,572	2009,444	-303,803
389	-3299,047	1997,332	-310,537
390	-3304,454	1986,230	-311,892
391	-3374,462	1968,269	-320,434
392	-3368,860	1961,490	-320,292
393	-3427,278	1945,663	-327,786
394	-3417,364	1942,697	-327,183
395	-3443,228	1932,763	-328,680
396	-3448,089	1918,854	-330,859
397	-3498,370	1887,972	-337,470
398	-3495,357	1880,004	-337,767
399	-3531,274	1861,795	-342,789
400	-3526,792	1854,670	-343,329
401	-3546,668	1857,518	-344,733
402	-3552,212	1849,039	-345,501
403	-3643,731	1866,730	-356,724
404B	-3648,755	1858,758	-357,321
405	-3703,771	1878,345	-364,195

406	-3705,549	1869,475	-363,475
408	-3719,068	1891,255	-366,169
410	-3717,496	1910,274	-367,662
411	-3701,038	1917,320	-369,154
412	-3712,517	1917,952	-368,326
413	-3682,740	1922,192	-371,935
414	-3682,129	1930,873	-372,413
415	-3650,032	1926,596	-376,275
416	-3575,114	1919,992	-387,047
417	-3579,480	1914,374	-386,358
418	-3509,954	1913,906	-396,531
419	-3509,621	1907,857	-396,342
421	-3462,443	1897,359	-402,787
350	-3549,830	1843,717	-345,244
350	-3543,457	1843,962	-345,004
K1	-3032,044	1774,327	-196,046
K2	-3044,074	1768,934	-194,587
DR1	-2688,180	1964,628	-232,998
DR2	-2696,824	1960,668	-233,635
DR3	-2681,599	2017,024	-229,754
DR4	-2688,887	2010,561	-230,771
DR5	-2691,057	2033,461	-227,757
DR6	-2638,814	1941,669	-228,787
DR7	-2630,604	1937,724	-228,220
DR8	-2629,743	1951,389	-227,859
DR9	-2608,896	1978,098	-223,536
DR10	-2616,267	1982,250	-223,276
DR11	-2590,213	2019,594	-217,872
DR12	-2597,430	2023,151	-218,184
DR13	-2594,550	2058,412	-213,815
DR14	-2598,498	2048,142	-214,949
DR15	-2611,632	2064,847	-212,846
DR16	-2621,828	2077,278	-211,212
DR17	-2631,135	2070,665	-210,763
DR18	-2681,489	2073,335	-204,513
DR19	-2684,396	2064,492	-204,253
DR22	-2811,804	2058,819	-188,450
DR23	-2812,485	2050,445	-188,304
DR26	-2875,418	2043,331	-180,313
DR25	-2892,201	2047,713	-178,170
DR25B	-2867,469	2052,767	-181,255
DR27	-2966,027	2022,252	-168,261
DR28	-2967,567	2013,161	-167,754
DR29	-3047,317	1994,864	-157,418
DR30	-3033,952	1990,709	-158,867
DR31	-3119,180	1970,513	-147,768
DR32	-3123,745	1960,210	-147,215
DR33	-3238,830	1930,578	-132,041
DR34	-3232,798	1923,810	-132,627
DR35	-3286,641	1915,246	-125,395
DR36	-3285,046	1907,028	-125,766

DR37	-3334,681	1911,700	-119,107
DR38	-3336,316	1903,143	-119,028
240A	-2640,302	1884,745	-225,516
240B	-2644,017	1880,057	-225,196
SR1	-3551,435	1757,680	-347,518
SR2	-3527,569	1763,117	-349,356
SR3	-3530,153	1767,441	-349,134
147d	-2984,667	1774,681	-202,640
147e	-2980,738	1780,719	-202,837

145m Nivå, Norra ramp m.m.

1008	-2886,166	1757,869	-142,394
1010	-2847,808	1753,655	-142,514
1011	-2820,297	1747,778	-142,059
1012	-2815,274	1754,574	-142,503
1013	-2727,225	1782,110	-142,329
1014	-2721,817	1777,969	-142,281
1015	-2639,608	1813,007	-142,368
1016	-2622,136	1819,693	-142,209
1017	-2611,568	1816,541	-142,120
1018	-2554,610	1841,710	-141,801
1019	-2550,615	1837,059	-141,932
1020	-2513,481	1856,112	-142,120
1021	-2500,030	1853,975	-142,217
1022	-2490,165	1862,611	-141,861
1001	-3089,988	1773,288	-143,099
1002	-3080,793	1773,772	-143,411
1003	-3074,836	1778,945	-143,694
1004	-3024,549	1773,598	-143,167
1005	-3025,880	1767,646	-143,241
1006	-2974,895	1768,399	-143,141
1007	-2971,718	1762,032	-142,997
1009	-2888,039	1752,455	-142,540
1008B	-2876,041	1747,571	-142,334
1008C	-2868,624	1749,663	-142,316
1012A	-2791,194	1761,593	-142,447
1017B	-2577,967	1834,441	-142,217
NN1	-2494,913	1866,481	-141,745
NN2	-2496,511	1873,633	-141,893
NN3	-2484,861	1905,440	-141,766
NN4	-2461,404	1952,909	-141,407
NN5	-2474,803	1942,278	-141,156
NN7	-2451,679	1966,693	-140,628
NN8	-2424,819	1980,229	-140,880
160B1	-2480,710	1965,111	-141,221
160B2	-2487,991	1960,524	-142,098
160B3	-2500,860	1965,436	-142,790
160B4	-2505,430	1954,243	-143,790
160B5	-2523,503	1937,695	-147,102
160B6	-2545,546	1891,896	-153,358
160B7	-2554,137	1890,264	-154,169

160B8	-2573,868	1853,076	-159,330
160B9	-2582,310	1856,716	-159,852
160B10	-2615,295	1842,137	-163,317
160B11	-2613,922	1848,075	-163,159
NR1B	-2871,348	1833,945	-199,355
NR1	-2861,678	1822,346	-199,667
NR2	-2866,103	1814,668	-199,418
NR3	-2845,635	1768,513	-194,429
NR3A	-2856,402	1765,919	-194,417
NR4	-2843,420	1756,607	-193,023
NR4A	-2825,074	1754,006	-191,297
NR5	-2834,979	1760,085	-192,549
NR6	-2807,174	1764,295	-189,485
NR7	-2809,633	1770,511	-189,469
NR8	-2745,669	1804,952	-180,592
NR9	-2748,185	1810,635	-180,737

460m

4602	-3863,098	1736,787	-460,229
4601	-3861,084	1741,677	-460,161
101	-3890,958	1757,495	-460,536
100	-3952,685	1782,576	-460,854
104	-4003,134	1797,852	-460,920
105	-4006,613	1791,689	-461,049
103	-4013,955	1797,423	-460,811
107	-4018,264	1786,259	-460,560
113	-4054,264	1797,191	-460,806
106	-4025,678	1782,422	-460,964
105	-4006,614	1791,688	-461,049
104	-4003,133	1797,852	-460,920
113	-4054,268	1797,192	-460,805
106	-4025,676	1782,424	-460,964
110	-3997,696	1767,879	-462,421
111	-3960,109	1748,631	-467,175
sr4	-3960,108	1748,631	-467,175
sr5	-3959,994	1754,420	-466,879
cs1	-3870,698	1776,768	-461,133
cs3	-3900,058	1818,896	-464,867
cs4	-3905,509	1816,485	-464,686
cs5	-3981,539	1868,629	-464,702
cs6	-3985,914	1863,791	-465,254
cs8	-4027,876	1869,623	-464,828
cs7	-4026,381	1874,745	-465,008
cs9	-4044,419	1872,477	-464,850
cs10	-4037,578	1867,199	-464,837
P4Z	-3991,109	1832,234	-460,763
cs13	-3959,391	1821,159	-460,882
cs14	-3937,752	1820,195	-460,887
cs12	-3917,220	1812,410	-461,068
cs2	-3891,728	1767,624	-460,886
cs11	-3883,790	1764,987	-460,902

Avvägd från dagen genom c-schakt

102	-3979,469	1829,035	-460,850
4610	-4144,753	1947,568	-460,473
4611	-4174,056	1897,704	-460,346
4612	-4171,223	1910,608	-460,945
4613	-4150,363	1930,236	-460,506
4614	-4180,388	1902,536	-460,495
120	-4107,294	1823,407	-461,017
121	-4116,331	1835,903	-461,102
122	-4121,903	1834,935	-461,131
123	-4185,643	1918,216	-461,205
124	-4196,501	1930,479	-459,397

Svea498

4950	-3540,030	1729,944	-495,671
4952	-3545,695	1689,362	-496,436
4954	-3540,706	1701,630	-496,185
4955	-3545,046	1729,116	-496,226
4958	-3545,114	1663,560	-495,993
4961	-3538,518	1680,862	-496,403

Svea516

5153	-3538,102	1712,272	-513,695
5154	-3533,140	1712,592	-514,071
5155	-3538,880	1699,486	-514,086

Svea 535

5193	-3567,102	1736,756	-532,577
5195	-3571,146	1671,255	-533,275
5196	-3564,338	1671,515	-533,418
5194	-3570,708	1692,140	-533,686

Svea 554

5219	-3479,764	1733,709	-550,539
5220	-3479,401	1727,726	-550,449
5221	-3553,056	1698,308	-553,907
5223	-3486,495	1691,171	-552,451
5224	-3479,759	1692,005	-552,174
5225	-3551,658	1701,963	-553,472
5226	-3554,578	1693,090	-553,053
5237b	-3512,460	1675,070	-552,680
5238	-3508,798	1675,167	-552,528
5239	-3510,500	1658,384	-552,061
5240	-3507,933	1658,323	-551,696
5241	-3501,898	1656,462	-551,657
5242	-3492,432	1669,399	-552,297
5243	-3449,147	1666,975	-551,503
5244	-3444,192	1666,862	-551,448
5245	-3439,990	1667,142	-550,912

Sjöhag506

5052	-3353,572	1665,747	-503,729
------	-----------	----------	----------

5053	-3366,358	1668,338	-503,688
5055	-3363,170	1675,749	-504,273

Snedbana Svea 498-570

5050	-3466,638	1757,796	-506,093
5150	-3529,012	1749,045	-513,117
4950	-3540,030	1729,944	-495,671
4951	-3540,676	1688,508	-496,639
4952	-3545,695	1689,362	-496,436
4954	-3540,706	1701,630	-496,185
4955	-3545,046	1729,116	-496,226
5151	-3538,087	1735,807	-513,116
5172	-3544,809	1742,374	-513,275
5173	-3521,772	1749,922	-512,249
5174	-3531,995	1740,164	-513,480
5182	-3529,447	1779,498	-516,828
5183	-3531,504	1799,342	-519,226
5184	-3527,488	1804,791	-519,590
5185	-3514,080	1811,528	-521,376
5186	-3504,714	1810,900	-522,455
5187	-3488,944	1793,317	-523,470
5188	-3487,852	1786,272	-523,575
5189	-3496,225	1771,136	-524,533
5190	-3558,936	1747,678	-532,209
5191	-3575,949	1738,045	-533,206
5192	-3570,638	1738,565	-532,864
5197	-3607,029	1747,856	-536,803
5198	-3603,431	1743,412	-536,203
5199	-3608,709	1771,425	-538,457
5200	-3605,478	1776,708	-539,052
5201	-3499,672	1680,390	-532,373
5202	-3508,947	1676,782	-532,106
5209	-3583,377	1784,354	-541,433
5208	-3592,314	1784,419	-540,285
5207	-3596,179	1783,473	-539,884
5213	-3540,549	1766,895	-545,965
5212	-3545,699	1761,805	-545,867
5214	-3533,234	1757,608	-547,092
5215	-3505,968	1756,891	-549,149
5216	-3475,452	1749,706	-550,430
5217	-3456,714	1749,850	-552,894
5218	-3447,815	1749,261	-553,579
5227	-3418,229	1756,849	-557,546
5229	-3403,299	1758,446	-557,614
5230	-3399,293	1777,612	-559,557
5231	-3401,104	1783,725	-559,864
5234	-3418,488	1789,117	-562,100
5235	-3425,584	1795,865	-562,906
5236	-3432,768	1793,319	-563,279
5248	-3454,505	1766,815	-567,672
5249	-3448,838	1763,400	-567,380

5250	-3455,642	1754,870	-568,298
5251	-3459,558	1751,648	-568,768

Sjöhag 525

5251	-3488,553	1805,262	-522,609
5252	-3487,597	1813,206	-522,414
5253	-3479,876	1809,887	-522,226
5254	-3460,901	1825,913	-523,367
5255	-3453,058	1830,452	-523,428

Konstäng 405

4050	-4199,379	2029,103	-403,733
4051	-4197,774	2079,229	-403,872
4052	-4201,741	2067,663	-403,647

Konstäng 420

k2	-4195,583	2059,772	-417,465
k3	-4198,098	2070.395	-417,638
K4	-4214.667	2082.795	-417,485
K5	-4220.550	2074.385	-417,125
K5C	-4239,024	2058,603	-417,403
k6	-4223.833	2078.988	-417,289
k9	-4224.309	2085.215	-416,962
k11	-4225,795	2112,097	418,046
k14	-4218,785	2101,000	-417,036
k19	-4232,518	2121,637	-418,566
4223	-4227,836	2104,035	-417,443

Konstäng 442(448)

4401	-4206,500	2025,228	-447,401
4402	-4206,471	2038,558	-446,330
4403	-4193,501	2060,560	-445,369
4404	-4177,624	2080,404	-445,821
4406	-4168,270	2094,931	-445,665
4408	-4191,671	2114,524	-446,258
4409	-4185,645	2114,586	-446,053
4411	-4197,281	2141,196	-443,602
4412	-4210,232	2143,908	-442,234
4413	-4214,994	2149,770	-440,971
4414	-4204,497	2151,614	-441,631
4415	-4232,266	2145,211	-439,952
4416	-4225,833	2135,676	-440,165
4417	-4242,249	2158,437	-439,639
4417B	-4251,758	2150,169	-439,751
4418	-4240,332	2138,068	-440,018
4419	-4234,915	2131,078	-439,782
4419B	-4267,076	2105,900	-439,326
4420B	-4234,613	2110,612	-439,969
4420C	-4240,790	2108,029	-439,988
4425	-4243,786	2094,396	-439,829
4425B	-4248,637	2079,188	-439,298

4425C	-4260,723	2079,110	-439,111
4426	-4224,562	2080,791	-439,361
4427	-4235,862	2073,732	-439,389
4428	-4224,857	2060,887	-439,468

Konstäng 461

46201	-4123,562	2056,559	-463,786
46202	-4126,026	2067,045	-462,926
46203	-4136,275	2077,950	-462,703
46204	-4147,973	2076,470	-462,338
46205	-4154,430	2084,325	-461,942
46206	-4199,162	2089,843	-459,080
46207	-4192,277	2082,445	-459,353
46208	-4217,814	2091,669	-459,664
46209	-4227,632	2090,806	-459,589
46210	-4227,039	2087,289	-459,420
46211	-4217,983	2084,978	-459,338
46212	-4212,881	2101,727	-459,501
46213	-4204,376	2083,659	-459,460
46214	-4241,264	2098,422	-459,266
46215	-4258,516	2070,972	-458,399
46216	-4254,846	2064,943	-458,604
46217	-4231,396	2073,748	-459,028
46230	-4236,079	2063,834	-458,432
46231	-4232,901	2057,943	-458,575
46232	-4227,413	2061,372	-458,419
46218	-4248,983	2087,006	-459,107
46233	-4220,167	2112,276	-459,302
46234	-4216,423	2117,363	-459,394
46235	-4233,349	2125,572	-459,153
46236	-4245,955	2126,862	-459,413
46237	-4254,303	2128,339	-459,355
46236	-4245,956	2126,862	-459,413
46236	-4245,956	2126,862	-459,414
46236	-4245,956	2126,862	-459,413
46240	-4305,314	2103,301	-458,453
46241	-4286,281	2106,241	-458,782
46238	-4233,273	2146,647	-459,277
46239	-4228,356	2149,427	-459,415
46242	-4252,330	2144,347	-458,810
46243	-4258,483	2144,570	-458,985

Konstäng 480

4801	-4144,091	2048,161	-472,682
4802	-4151,712	2067,356	-473,274
4803	-4158,149	2072,963	-474,300
4804	-4167,671	2079,167	-476,055
4805	-4178,672	2082,613	-476,901
4806	-4186,356	2093,463	-476,832
4807	-4191,252	2094,096	-476,942
4808	-4198,944	2099,793	-477,018

4809	-4204,702	2095,572	-476,923
4810	-4212,138	2084,691	-476,625
4811	-4214,796	2075,917	-476,545

Kruthus461

4621E	-4090,418	2066,626	-461,697
46101	-4075,755	2062,790	-460,069
46102	-4085,426	2053,951	-460,047

Kruthus 480

48006	-4094,944	2037,162	-477,513
48007	-4088,664	2032,333	-477,957
48008	-4086,882	2040,541	-476,941
48009	-4076,804	2039,534	-477,230
48011	-4064,051	2037,898	-478,524
48012	-4047,235	2043,640	-477,511
48014	-4035,356	2037,890	-477,126
48015	-4038,964	2027,673	-477,133
48016	-4014,133	2019,405	-477,238
48017	-3997,166	2017,966	-476,647
48018	-3996,643	2031,790	-476,670
48019	-3983,922	2031,247	-476,523
48020	-4041,277	2017,883	-476,972
48021	-4033,276	2010,618	-477,037
48022	-4043,041	1999,444	-476,642
48113	-4048,950	2037,862	-477,480
48104	-4122,855	1972,064	-483,217
48105	-4119,554	1975,152	-482,680
48101	-4112,632	1997,790	-480,597
48102	-4112,988	1993,888	-480,835

Snedbana Konstäng-Kruthus

4610	-4144,753	1947,568	-460,473
4611	-4174,056	1897,704	-460,346
4612	-4171,223	1910,608	-460,945
4613	-4150,363	1930,236	-460,506
4614	-4180,388	1902,536	-460,495
4616	-4171,344	1937,802	-462,335
4617	-4180,764	1965,722	-464,401
4618B	-4171,582	2004,698	-469,758
4619	-4174,449	1973,462	-465,723
4620	-4173,235	1999,308	-469,260
4621	-4164,280	2000,934	-469,699
4621A	-4149,531	2016,395	-468,786
4621B	-4135,138	2022,548	-467,252
4621C	-4112,318	2046,244	-463,797
4621D	-4102,682	2064,659	-462,501
4621E	-4090,418	2066,626	-461,697
48001	-4152,264	2036,147	-472,133
48002	-4156,620	2041,126	-472,468

48002b	-4153,830	2058,482	-473,140
48002c	-4147,954	2060,257	-473,215
48003	-4133,636	2059,417	-474,080
48004	-4120,302	2046,451	-475,714
48005	-4114,326	2049,917	-476,174
48100	-4118,518	2003,052	479,676
48101	-4112,632	1997,790	-480,597
48102	-4112,988	1993,888	-480,835
48104	-4122,855	1972,064	-483,217
48105	-4119,554	1975,152	-482,680
48200	-4157,459	1982,186	-486,208
48201	-4154,688	1977,869	-486,288
48202	-4159,282	1994,523	-487,230
48203	-4158,167	1999,610	-487,724

Norrnäs 145 och b-ramp

BR1	-2407,707	1983,258	-140,643
BR2	-2409,714	1989,516	-140,770
BR3	-2394,216	2003,853	-143,126
BR4	-2393,050	2014,074	-144,620
BR5	-2376,989	2021,762	-147,319
BR6	-2365,226	2035,248	-148,959
BR7	-2362,516	2028,854	-149,308
BR8	-2342,311	2023,454	-151,276
BR9	-2342,939	2010,264	-152,449
NN9	-2405,956	1969,297	-140,702
NN10	-2370,945	1929,333	-142,200
NN11	-2363,916	1930,917	-141,833
NN11BB	-2359,948	1910,293	-141,702
NN12	-2365,265	1915,087	-141,668

Norrnäs 160 och b-ramp

BR100	-2313,569	1949,009	-160,492
BR101	-2309,981	1943,660	-160,530
BR102	-2324,176	1934,235	-160,179
BR103	-2318,387	1930,184	-159,775
BR105	-2328,540	1887,857	-158,692
BR 106	-2338,997	1886,061	-158,957
BR 107	-2337,248	1878,684	-158,679
BR10	-2325,753	1994,096	-155,050
BR11	-2330,846	1990,616	-154,986
BR12	-2303,159	1956,557	-160,274
BR13	-2310,296	1955,747	-160,015
BR14	-2285,948	1928,103	-163,229
BR16	-2269,406	1922,711	-165,983
BR17	-2263,260	1917,746	-165,971
BR18	-2258,919	1921,013	-167,084
BR19	-2254,978	1924,689	-167,696
BR20	-2257,182	1943,018	-168,731
BR21	-2251,410	1946,710	-169,274
BR22	-2270,108	1955,326	-171,410

BR23	-2271,181	1961,975	-171,769
------	-----------	----------	----------

Norrnäs 177 och b-ramp

BR24	-2295,496	1955,604	-174,306
BR24B	-2304,393	1945,165	-175,637
BR25	-2322,727	1947,230	-177,562
BR26	-2359,247	1941,682	-179,899
BR27	-2358,393	1948,756	-180,545
BR28	-2373,409	1955,859	-181,483
BR29	-2372,242	1975,700	-183,069
BR30	-2364,023	1975,757	-184,079
177A	-2330,433	1938,214	-177,634
177C	-2332,878	1896,599	-176,586
177D	-2326,458	1897,376	-176,831
177G	-2346,658	1888,448	-176,286
177H	-2353,639	1890,314	-176,480

Norrnäs 196

1601	-2339,536	1857,703	-193,842
1604	-2316,322	1872,664	-194,496
1605	-2314,968	1865,964	-194,247
1606	-2308,669	1865,732	-194,315
BR31	-2355,094	1987,130	-185,590
BR32	-2352,133	1980,818	-185,929
BR33	-2340,603	1976,048	-187,062
BR34	-2331,289	1975,737	-188,172
BR35B	-2290,908	1933,709	-194,450
BR35C	-2320,941	1908,683	-195,584
BR35D	-2316,908	1903,647	-195,112
BR35E	-2332,794	1885,492	-194,993
BR36	-2287,958	1930,494	-194,779
BR37	-2279,653	1916,336	-196,054
BR38	-2276,934	1921,892	-195,988
br39	-2243,368	1895,057	-201,187
br40	-2232,442	1894,783	-202,146
br41	-2215,135	1911,127	-204,130
br42	-2214,577	1918,382	-204,978
br43	-2215,832	1924,489	-205,598

Norrnäs 215 och b-ramp

215a	-2305,117	1875,804	-214,051
215b	-2311,719	1874,136	-213,924
br48	-2297,049	1935,303	-214,290
br49	-2300,709	1936,536	-214,541
br45	-2307,846	1931,590	-214,642
br51	-2360,832	1948,415	-221,435
br53	-2377,464	1944,584	-222,716
br54	-2387,733	1927,205	-224,190
br55	-2387,151	1922,111	-224,530
br56	-2379,117	1906,265	-226,435

br57	-2370,854	1902,855	-227,118
br58	-2378,180	1916,977	-225,102

Norrnäs 234

234a	-2325,754	1842,512	-231,883
234b	-2332,056	1843,252	-232,455
br59	-2322,134	1912,029	-232,379
br60	-2296,629	1908,677	-233,915
br61	-2271,941	1905,437	-237,197
br62	-2269,507	1898,837	-237,184
br63	-2264,394	1898,594	-238,172
br58X	-2317,829	1911,466	-232,359
br64	-2252,442	1899,813	-240,046
br65	-2259,838	1904,670	-239,291
br66	-2248,974	1905,683	-240,557
br67	-2240,651	1902,789	-241,442
br69	-2229,188	1885,909	-243,031
br70	-2228,868	1883,008	-242,871
br71	-2228,978	1879,806	-243,294

Botenhäll 160

1	-2963,391	1834,744	-173,814
2	-2961,542	1829,063	-173,734
3	-2933,688	1852,958	-170,913
4	-2925,813	1844,478	-169,916
5	-2907,570	1832,329	-167,293
6	-2912,874	1827,841	-167,384
8	-2890,032	1789,002	-162,323
9	-2874,335	1774,163	-160,039
10	-2877,525	1758,218	-159,095
11	-2890,625	1745,873	-158,682
160V2	-2904,713	1720,964	-158,558
160V1	-2898,179	1720,303	-158,497
160H1	-2882,818	1733,134	-158,361

Botenhäll 177

1771	-2780,910	1782,034	-185,768
1772	-2794,424	1792,991	-185,388
1773	-2785,337	1791,231	-185,484
1774	-2802,967	1812,639	-184,162
1775	-2817,269	1813,626	-182,708
1776	-2832,006	1805,830	-180,850
1777	-2831,210	1795,056	-180,051
1778	-2858,031	1748,322	-176,978
1779	-2867,721	1744,411	-176,901
17710	-2876,543	1716,076	-175,579
17711	-2868,117	1716,343	-175,398

Botenhäll 195 och ramp

1952	-2858,471	1756,846	-193,656
19502	-2882,768	1733,133	-193,627

19501	-2885,955	1749,124	-193,906
19503	-2890,137	1728,939	-193,353
19504	-2874,166	1717,342	-193,512

Botenhäll 215 och ramp

ST1	-2954,242	1775,419	-205,780
ST2	-2951,593	1781,738	-206,645
ST3	-2917,266	1787,822	-208,424
ST4	-2901,138	1783,911	-208,870
ST5	-2857,584	1796,869	-213,716
ST6	-2846,652	1789,438	-214,008
ST7	-2845,839	1797,602	-213,887
ST8	-2848,799	1778,665	-213,903
ST9	-2855,144	1770,054	-213,803
ST11	-2790,314	1839,076	-222,230
ST12	-2786,679	1843,538	-223,055
ST10	-2792,543	1836,281	-221,800
ST13	-2829,289	1701,424	-212,256
ST14	-2825,666	1698,608	-212,020
ST15	-2823,241	1697,389	-212,370
ST13R	-2750,825	1844,225	-226,138
ST14R	-2756,650	1849,137	-225,247

Botenhäll 234

ST15	-2823,241	1697,389	-212,370
ST16	-2746,452	1822,378	-228,086
ST17	-2745,212	1832,144	-227,062
ST23	-2765,737	1806,021	-229,435
ST24	-2755,737	1809,438	-228,583
ST25	-2750,218	1815,036	-228,301
ST18b	-2799,633	1805,348	-232,035
ST19b	-2792,745	1812,242	-231,966
ST20b	-2789,867	1812,492	-231,898
ST26	-2793,568	1783,097	-233,201
ST27	-2792,025	1769,266	-233,711
ST28	-2789,838	1765,350	-233,848
ST29	-2774,888	1751,939	-233,443
ST30	-2800,811	1726,020	-232,554
ST31	-2802,721	1720,802	-232,035

Norrnäs3 145

NN3B	-2787,421	1749,274	-142,201
NN3C	-2781,683	1721,166	-141,776
NN3D	-2779,997	1732,261	-141,852
NN2A	-2777,991	1745,007	-142,369
NN3A	-2781,627	1752,530	-142,564
NN3B1	-2571,271	1825,004	-142,079
NN3B2	-2576,032	1820,997	-141,928

Norrnäs3 160

S3	-2604,826	1828,595	-161,239
S4	-2611,265	1800,377	-158,573
S5	-2617,478	1801,565	-158,576
S6	-2605,371	1786,367	-157,641
S61	-2587,883	1781,481	-157,350
S62	-2587,648	1774,254	-157,123
S63	-2560,020	1788,682	-156,914
S64	-2563,040	1795,940	-157,115
S65	-2550,183	1809,139	-157,102
S66	-2545,820	1818,090	-156,583
S7	-2619,002	1788,899	-157,194
S71	-2623,038	1779,359	-156,825
S72	-2648,671	1761,841	-156,979
S73	-2643,110	1757,757	-156,725
s75	-2666,927	1753,025	-157,010
s74	-2666,720	1744,839	-156,772

Dagen

FS1	-4160,541	1965,970	-21,323	
FS4	-4071,678	1936,383	-17,084	
FS5	-4069,456	1948,204	-16,965	
PP4	-4152,234	1792,433	-6,014	Leica miniprisma
PP26	-4095,609	1850,689	-1,906	Leica miniprisma