

УДК 622.272.06

Никитин Игорь Владимирович
научный сотрудник лаборатории
подземной геотехнологии,
Институт горного дела УрО РАН,
620075, г. Екатеринбург,
ул. Мамина-Сибиряка, 58
e-mail: geotech910@yandex.ru

ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ВСКРЫТИЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ ПОДКАРЬЕРНЫХ ЗАПАСОВ КИМБЕРЛИТОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ*

Аннотация:

На современном этапе развития горного производства переход к промышленному освоению кимберлитовых месторождений подземным способом обуславливает необходимость изыскания способов и схем вскрытия подкарьерных запасов, обеспечивающих повышение эффективности и сокращение сроков ввода подземного рудника в эксплуатацию. Сконструированы рациональные варианты вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке кимберлитового месторождения рудником производственной мощностью 1 млн т руды в год. На основе технико-экономического сравнения вариантов по критерию минимума дисконтированных капитальных затрат на проведение горно-капитальных выработок и приобретение проходческого и транспортного оборудования и эксплуатационных затрат на подъем и транспортирование руды установлено, что наибольшая эффективность вскрытия достигается комбинацией типов и мест заложения главных вскрывающих выработок и оптимизацией шага вскрытия.

Ключевые слова: кимберлитовая трубка, подземная разработка, способ вскрытия, схема вскрытия, оптимизация, технико-экономическое сравнение, дисконтированные затраты

DOI: 10.18454/2313-1586.2017.01.021

Nikitin Igor V.
researcher
of the laboratory of underground geo-technology,
The Institute of mining UB RAS,
620075, Yekaterinburg,
58 Mamia-Sibiryak st.
e-mail: geotech910@yandex.ru

OPTIMIZATION THE PARAMETERS OF OPENING IN UNDERGROUND DEVELOPMENT OF THE KIMBERLITE DEPOSIT UNDERLYING RESERVES

Abstract:

At the present stage of mining industry the transition to the commercial development of kimberlite deposits by underground mining, provides the necessity to find methods and schemes of opening underlying reserves, maintaining both the efficiency increase and terms reduction of commissioning the underground mine into operation. Rational variants of underlying reserves development by combined kimberlite deposit mining with 1 million tons of ore per year. of a mine production capacity are designed. In terms of technical and economic comparison the options according to the criterion of minimum discounted capital costs for carrying out mining workings and the acquisition of tunneling and transport equipment and operating costs on lifting and ore transportation it is set that the highest efficiency is achieved by a combination of opening types and locations of laying the main access roadways and optimization the opening step.

Key words: kimberlite pipe, underground mining, method of opening, scheme of opening, optimization, technical and economic comparison, discounted costs

Западная Якутия является одной из крупнейших алмазоносных провинций мира. В районах провинции в течение более 50 лет АК «АЛРОСА» ведет разработку коренных кимберлитовых месторождений преимущественно комбинированным способом. В настоящий момент компания стоит на рубеже серьезных преобразований, связанных с исчерпанием потенциала открытой геотехнологии и переходом на промышленное освоение месторождений подземным способом [1]. Эффективность освоения подземных запасов во многом зависит от правильного выбора способа и схемы вскрытия [2, 3].

Анализ опыта проектирования и разработки кимберлитовых трубок «Интернациональная», «Мир», «Айхал» и «Удачная» показал, что вскрытие подкарьерных запасов

* Исследования выполнены при поддержке Комплексной программы фундаментальных исследований УрО РАН «Исследование переходных процессов и учет закономерностей их развития при разработке инновационных технологий оценки, добычи и рудоподготовки минерального сырья» (15-11-5-7)

месторождений, как правило, производилось вертикальными стволами с земной поверхности на глубину нескольких этажей. Для данного способа вскрытия характерны высокая трудоемкость и большие объемы капитальных работ, что в сложнейших условиях криолитозоны приводит к серьезному отставанию в сроках ввода рудников в эксплуатацию. Сложившаяся ситуация обусловила в ряде случаев необходимость проведения дополнительных выработок из карьера для ускорения строительства горизонтов рудника. Отсутствие комплексного подхода к вскрытию кимберлитовых месторождений значительно увеличило затраты и поставило под сомнение эффективность подземной разработки.

Таким образом, изыскание рациональных способов и схем вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке кимберлитовых месторождений Якутии, обеспечивающих повышение эффективности и сокращение сроков ввода подземного рудника в эксплуатацию, является актуальной научной и практической задачей.

В практике проектирования горных предприятий наиболее известным и широко применяемым методом решения оптимизационных задач является технико-экономическое сравнение вариантов, по каждому из которых для заданных условий рассчитываются основные показатели и величина принятого критерия эффективности [4].

Сравнение вариантов по критериям, не учитывающим временной фактор (приведенные затраты, прибыль), не в полной мере отвечает условию оптимальности, так как не позволяет соизмерить затраты в динамике развития горного производства [5]. С другой стороны, чистый дисконтированный доход (ЧДД) включает в себя показатели (доход от реализации продукции, эксплуатационные затраты на освоение месторождения), напрямую не связанные со вскрытием, что для сравнения вариантов вскрытия представляется излишним, поскольку при равной производственной мощности и технологии отработки они будут абсолютно одинаковыми и на выбор варианта влияния не окажут [6]. Следовательно, эффективность вариантов вскрытия целесообразно оценивать по критерию минимума дисконтированных затрат (ДЗ), получаемых путем суммирования разновременных капитальных и эксплуатационных затрат на обеспечение доступа к полезному ископаемому и выдачу его на поверхность [7].

Математическое описание целевой функции DZ_i имеет вид:

$$DZ = \sum_{t=0}^T (K + \Xi) \frac{1}{(1+E)^t} \rightarrow \min ,$$

где T – продолжительность строительства и эксплуатации, лет; K_t – капитальные затраты на проведение горнокапитальных выработок и приобретение проходческого и транспортного оборудования в t -ом году строительства, руб./год; Ξ_t – эксплуатационные затраты на подъем и транспортирование руды в t -ом году эксплуатации, руб./год; E – норма дисконта, доли ед.

Капитальные затраты на вскрытие по i -му варианту в t -ом году освоения подземных запасов K_{it} рассчитываются как отношение суммарных капитальных затрат к продолжительности строительства рудника, руб./год:

$$K_{it} = \left[3_i^{H3} + \sum_{j=1}^y \frac{H^K - h_i^3 + H_i^{3T} m_i + h_i^K}{\sin \beta_{ji}} S_{ji}^{OB} 3_{ji}^{OB} + L_i^{KB} S_i^{KB} 3_i^{KB} + L_i^{PT} n_i^{шт} (m_i + 1) S_i^{шт} 3_i^{шт} + V_i^{OD} (m_i + 1) 3_i^{OD} + 3_i^{OB} \right] / T_i^c ,$$

где 3_i^{H3} – затраты на сооружение надшахтных зданий (башенных копров) при i -м варианте вскрытия, руб.; H^K – глубина карьера, м; h_i^3 – глубина заложения вскрывающей выработки от поверхности при i -м варианте вскрытия, м. При заложении вскрывающей выработки на поверхности $h_i^3=0$; H_i^{3T} – высота этажа при i -м варианте вскрытия, м; m_i – количество этажей (эксплуатационных и концентрационных) при i -м варианте вскрытия,

шт.; h_i^k – длина рудоспуска на концентрационный горизонт при i -м варианте вскрытия, м; β_{ji} – угол наклона j -ой вскрывающей выработки при i -м варианте вскрытия, град.; Y – количество вскрывающих выработок, шт.; S_{ji}^{OB} – площадь поперечного сечения j -ой вскрывающей выработки при i -м варианте вскрытия, м²; Z_{ji}^{OB} – затраты на строительство (проведение и оснащение) 1 м³ j -ой вскрывающей выработки при i -м варианте вскрытия, руб./м³; L_i^{KB} – суммарная длина квершлагов (заездов на горизонт) при i -м варианте вскрытия, м; S_i^{KB} – площадь поперечного сечения квершлага (заезда на горизонт) при i -м варианте вскрытия, м²; Z_i^{KB} – затраты на строительство 1 м³ квершлага (заезда на горизонт) при i -м варианте вскрытия, руб./м³; L^{PT} – длина рудного тела по простиранию, м; $n_i^{шт}$ – количество штреков на этаже при i -м варианте вскрытия, шт.; $S_i^{шт}$ – площадь поперечного сечения этажного штрека при i -м варианте вскрытия, м²; $Z_i^{шт}$ – затраты на строительство 1 м³ этажного штрека при i -м варианте вскрытия, руб./м³; $V_i^{од}$ – объем камерных и околоствольных выработок на горизонте при i -м варианте вскрытия, м³; $Z_i^{од}$ – затраты на строительство 1 м³ камерной и околоствольной выработки при i -м варианте вскрытия, руб./м³; $Z_i^{об}$ – затраты на приобретение проходческого и технологического оборудования при i -м варианте вскрытия, руб./м³; T_i^c – продолжительность строительства рудника при i -м варианте вскрытия, лет.

Эксплуатационные затраты на процессы, связанные со вскрытием, по i -му варианту вскрытия в t -ом году освоения подземных запасов \mathcal{E}_{it} рассчитываются как отношение суммарных эксплуатационных затрат к продолжительности отработки подземных запасов, руб./год:

$$\mathcal{E}_{it} = \left[K_i H^{\text{подд}} + \left(\left(\frac{H^k - h_i^3 + 0,5H_i^{\text{эп}} m_i + h_i^k}{\sin \beta_i} + \frac{h_i^3}{\sin \omega_i} \right) Z_i^{\text{под}} + \left(\frac{L_i^{KB}}{m_i + 1} + \frac{L_{\text{пт}}}{4} \right) Z_i^{\text{тр}} \right) \frac{Q_i^{\text{вск}}(1 - \Pi)}{(1 - P)} \right] / T_i^3,$$

где $H^{\text{подд}}$ – норма годовых отчислений на поддержание горных выработок; ω_i – угол наклона карьерного транспортного съезда при i -м варианте вскрытия, град.; $Q_i^{\text{вск}}$ – вскрываемые запасы месторождения, тыс. т; $Z_i^{\text{под}}$ – затраты на подъем 1 т добытой руды по 1 км горной и карьерной выработки при i -м варианте вскрытия, руб./т; $Z_i^{\text{тр}}$ – затраты на транспортирование 1 т добытой руды по 1 км горной выработки при i -м варианте вскрытия, руб./т·км; Π – коэффициент, учитывающий потери руды при добыче, дол. ед.; P – коэффициент, учитывающий разубоживание руды, дол. ед.; T_i^3 – продолжительность эксплуатации рудника (отработки подземных запасов), лет.

На основании расчетов по предложенной методике установлена значимость горно-геологического (глубина распространения рудного тела) и горнотехнического факторов (глубина карьера) по трем принципиально отличающимся способам вскрытия:

- вертикальным скиповым стволом с поверхности в лежачем боку месторождения; внутрирудничный транспорт руды по горизонтам – электровозный;
- наклонным конвейерным стволом с поверхности; внутрирудничный транспорт руды по горизонтам – электровозный в вагонетках;
- автотранспортным уклоном из карьера; транспортирование руды по эксплуатационным горизонтам производится автосамосвалами.

Пределы изменения значений влияющих факторов соответствуют реальным условиям, сложившимся на отечественных и зарубежных рудниках: глубина распространения рудного тела $440 \div 1070$ м, глубина карьера $80 \div 620$ м.

Зависимости показателей эффективности вскрытия от исследуемых факторов представлены на рис. 1, 2.

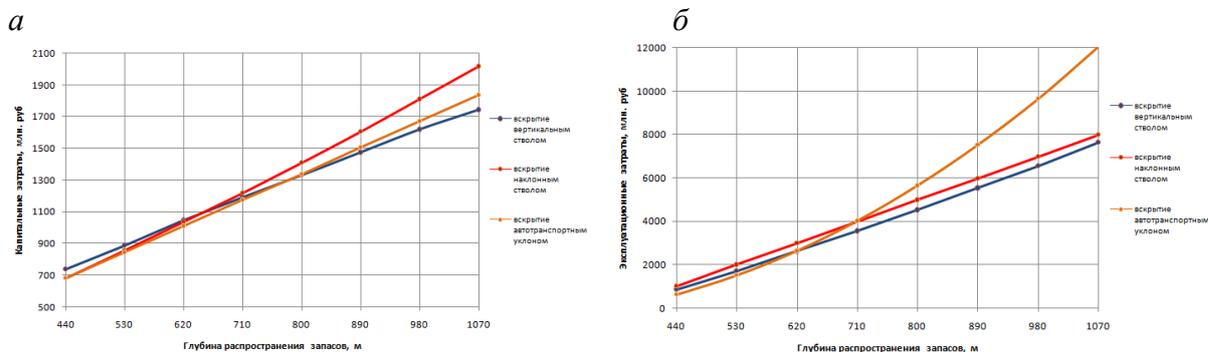


Рис. 1 – Зависимость капитальных (а) и эксплуатационных затрат (б) от глубины распространения запасов

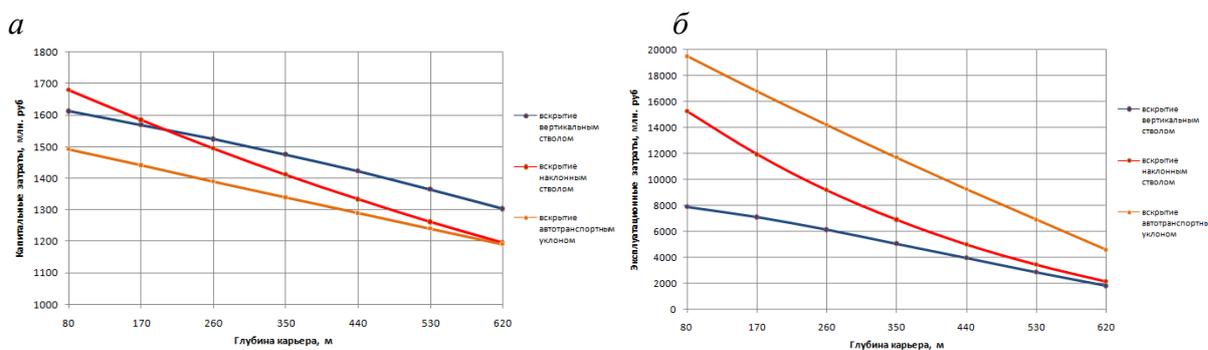


Рис. 2 – Зависимость капитальных (а) и эксплуатационных затрат (б) от глубины карьера

Анализ результатов моделирования показал следующее:

– увеличение глубины распространения запасов от 440 до 1070 м при фиксированной глубине карьера и высоте этажа для всех исследуемых вариантов сопровождается повышением капитальных затрат в 1,4 – 1,8 раза и эксплуатационных затрат в 7 – 25 раз. Это объясняется увеличением количества вскрывающих горизонтов, суммарной длины вскрывающих и вспомогательных выработок, суммарной длины транспортирования. С увеличением глубины залегания наибольшая интенсивность роста эксплуатационных затрат характерна для варианта вскрытия автоуклоном, что предопределяет нецелесообразность его применения на больших глубинах;

– во всем диапазоне изменения глубины карьера (от 80 до 620 м) при фиксированной высоте этажа наблюдается снижение капитальных (в 0,2 – 0,3 раза) и эксплуатационных (в 0,7 – 0,8 раза) затрат. Это объясняется уменьшением количества вскрывающих горизонтов и, соответственно, суммарной длины квершлаггов и штреков, суммарной длины транспортирования руды.

Переход на освоение подземным способом намечен на кимберлитовой трубке «Зарница», находящейся на территории Долдынского кимберлитового поля в Западной Якутии. Месторождение представляет собой вертикально залегающее ($85 - 90^\circ$) рудное тело цилиндрической формы средним диаметром 310 м. Глубина разведанных запасов 700 м. Плотность руды в массиве – $2,5 \text{ т/м}^3$. Промышленная отработка трубки началась открытым способом в 1999 г., окончание запланировано на 2020 г. Проектная глубина карьера 200 м.

Для условий последовательной схемы комбинированной разработки кимберлитового месторождения были сконструированы следующие альтернативные варианты вскрытия подкарьерных запасов исходя из производственной мощности рудника 1 млн т руды в год:

Вариант 1. Многоэтажное вскрытие вертикальным стволом с поверхности. Вскрытие месторождения производится очередями. В первую очередь осуществляется строительство скипового ствола $S=48,6 \text{ м}^2$ для выдачи рудной массы и отработанного воздуха, вентиляционно-вспомогательного ствола $S=62,4 \text{ м}^2$ для спуска и подъема людей, материалов, самоходного оборудования (СО) и подачи свежего воздуха, этажных квершлагов и штреков $S=13,4 \text{ м}^2$, комплекса выработок концентрационного горизонта $S=9,6 \text{ м}^2$ с дробильно-дозаторной установкой, башенного копра на поверхности за пределами зоны возможного сдвижения массива горных пород (рис. 3а). Проходка горных выработок производится буровзрывным способом. Шаг вскрытия – многоэтажный. Подъем руды на поверхность производится по стволу в двух скипах общей грузоподъемностью 50 т, внутрирудничный транспорт руды по концентрационному горизонту – электровазми КА25 в вагонетках емкостью 8 м^3 , доставка руды по эксплуатационным горизонтам до рудоспусков – ПДМ типа *Sandvik LH 306*. Перемещение самоходного оборудования между горизонтами осуществляется по участковым наклонным съездам. Во вторую и третью очереди производится углубка скипового и вспомогательного стволов, схема вскрытия и транспорта рудной массы остается без изменений. Шаг вскрытия – многоэтажный.

Вариант 2. Одноэтажное вскрытие автотранспортным уклоном из карьера. В первую очередь осуществляется строительство автоуклона $S=18,3 \text{ м}^2$ из карьера $\beta=8^\circ$ для выдачи руды и отработанного воздуха, вспомогательного наклонного съезда $S=17,6 \text{ м}^2$ с поверхности $\beta=12^\circ$ для спуска и подъема людей, материалов, СО и подачи свежего воздуха, заездов на этажи и штреков $S=15,3 \text{ м}^2$. Шаг вскрытия – одноэтажный (рис. 3б). Транспортирование руды по эксплуатационному горизонту и автоуклону в карьере производится автосамосвалами типа *Sandvik TH 550*, на поверхность – по карьерным съездам автосамосвалами типа БелАЗ 75810. Перегрузочный пункт оборудуется на нижнем уступе карьера, применяется экскаватор типа *KATO HD512R*. Доставка руды до мест погрузки в подземные автосамосвалы осуществляется ПДМ типа *Sandvik LH 514*. В последующие очереди вскрываемые выработки углубляются. Схема вскрытия и транспорта рудной массы остается без изменений. Шаг вскрытия – одноэтажный.

Вариант 3. Многоэтажное вскрытие автотранспортным уклоном из карьера в сочетании с вертикальным стволом с поверхности. В первую очередь осуществляется строительство автоуклона $S=18,3 \text{ м}^2$ из карьера $\beta=8^\circ$ для выдачи руды и отработанного воздуха, вспомогательного наклонного съезда $S=17,6 \text{ м}^2$ с поверхности $\beta=12^\circ$ для спуска и подъема людей, материалов, СО и подачи свежего воздуха, заездов на этажи и штреков $S=15,3 \text{ м}^2$. Шаг вскрытия – многоэтажный (рис. 3в). Транспортирование руды по эксплуатационному горизонту и автоуклону в карьере производится автосамосвалами типа *Sandvik TH 550*, на поверхность – по карьерным съездам автосамосвалами типа БелАЗ 75810. Перегрузочный пункт оборудуется на нижнем уступе карьера. Доставка руды до мест погрузки в подземные автосамосвалы осуществляется ПДМ типа *Sandvik LH 514*. Во вторую и третью очереди осуществляется строительство скипового ствола $S=48,6 \text{ м}^2$ для выдачи рудной массы и отработанного воздуха, этажных квершлагов, заездов и штреков $S=13,4 \text{ м}^2$, комплекса выработок концентрационного горизонта $S=9,6 \text{ м}^2$ с дробильно-дозаторной установкой, башенного копра на поверхности, а также углубка вспомогательного наклонного съезда $S=18,3 \text{ м}^2$ с $\beta=12^\circ$ для спуска и подъема людей, материалов, СО и подачи свежего воздуха. Шаг вскрытия – многоэтажный.

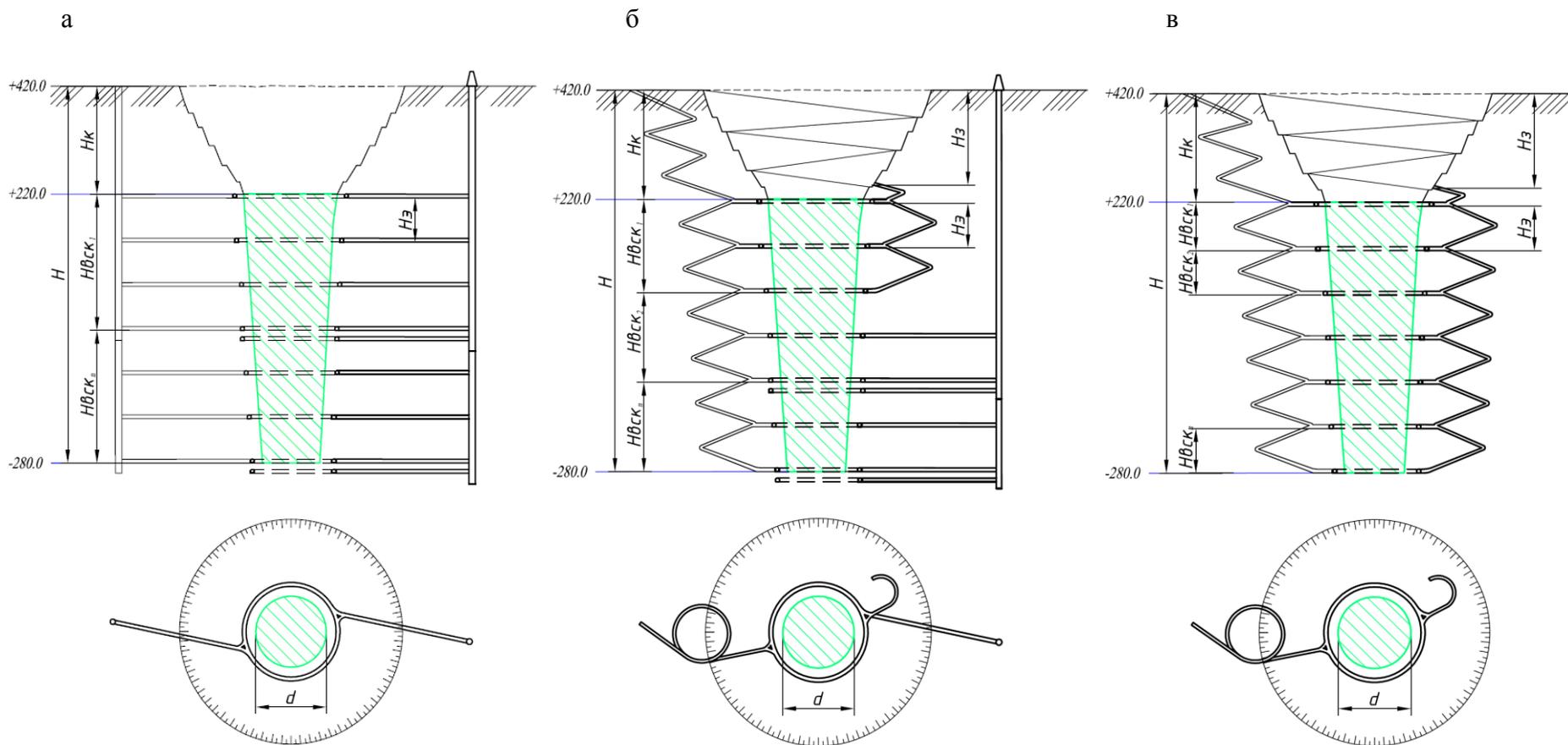


Рис. 3 – Конструктивные схемы вскрытия вертикальным стволом с поверхности (*а*), автотранспортным уклоном из карьера (*б*) и автотранспортным уклоном из карьера в сочетании с вертикальным стволом с поверхности (*в*)

Таблица 1

Расчет дисконтированных затрат и срока ввода рудника в эксплуатацию по вариантам вскрытия

Наименование	Шаг вскрытия, м	Число этажей в шаге, шт.	Вскрытые запасы, тыс. т	Объем ГКР, тыс. м ³	Длина транспортирования руды, м	Высота подъема руды, м	Продолжительность строительства, лет	Продолжительность отработки, лет	Капитальные затраты, млн. руб.	Эксплуатационные затраты, млн. руб.	Срок ввода рудника, лет	Дисконтированные затраты, млн. руб.
Вариант 1	160	2	15088	129	469	440	6,0	15,6	1825	443	5,3	2226
	160	2	15088	67	483	600	3,3	15,6	871	575		
	180	2	16973	70	497	780	3,6	15,9	889	724		
	80	1	7544	71	177	2957	2,2	7,8	462	465	2,2	1997
	80	1	7544	35	170	3532	0,8	7,8	226	602		
	80	1	7544	35	163	4107	0,8	7,8	226	739		
	80	1	7544	35	156	4682	0,8	7,8	226	877		
	80	1	7544	35	149	5257	0,8	7,8	226	1014		
	100	1	9429	40	142	5975	1,2	8,1	266	1478		
Вариант 3	160	2	15088	104	170	3532	3,0	15,6	682	1189	2,2	1872
	160	2	15088	93	483	600	5,0	15,6	1270	571		
	180	2	16973	74	497	780	3,3	15,9	670	804		

Подъем руды на поверхность производится по стволу в двух скипах общей грузоподъемностью 50 т, внутрирудничный транспорт руды по концентрационному горизонту – электровозами КА25 в вагонетках емкостью 8 м³, доставка руды по эксплуатационным горизонтам до рудоспусков – ПДМ типа *Sandvik LH 306*.

Для всех вариантов вскрытия приняты одинаковыми: высота этажа 80 м, нагнетательный способ проветривания, этажно-камерная система разработки с закладкой выработанного пространства, показатели извлечения полезного ископаемого (потери – 4%, разубоживание – 8%). Скорости проходки горных выработок, удельные капитальные и эксплуатационные затраты принимались по аналогии с действующими предприятиями (рудники «Мир», «Интернациональный») или по проектным данным (рудник «Удачный»). Дисконтирование затрат проводилось для условий стабильной экономики [8] при норме дисконта 6 %.

Результаты моделирования представлены в табл. 1. Анализ результатов показал, что наибольшая эффективность вскрытия подкарьерных запасов месторождения «Зарница» обеспечивается вариантом 3, в основе которого лежит оптимальное сочетание типов и мест заложения главных вскрывающих выработок на различных этапах освоения месторождения, что позволяет добиться снижения капитальных и эксплуатационных затрат и сокращения сроков ввода подземного рудника в эксплуатацию.

Литература

1. Клишин В.И. Подземная разработка алмазоносных месторождений Якутии / В.И. Клишин, А.П. Филатов. – Новосибирск: Издательство СО РАН, 2008. – 337 с.
2. Рыльникова М.В. Эффективные схемы вскрытия и комбинированной отработки рудных месторождений / М.В. Рыльникова, В.Н. Калмыков, Н.А. Ивашов // Недропользование: XXI век. – 2007. – № 2. – С. 52–54.
3. Выбор варианта вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке месторождений на основе экономико-математического моделирования / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, Ю.Г. Антипин, И.В. Никитин, К.В. Барановский // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 9. – С. 357 – 362.
4. Петросов А.А. Моделирование и оптимизация процессов на рудниках / А.А. Петросов. – М.: Недра, 1978. – 205 с.
5. Волков Ю.В. Оптимизация подземной геотехнологии в стратегии освоения рудных месторождений комбинированным способом / Ю.В. Волков, И.В. Соколов // Горный журнал. – 2011. – № 11. – С. 41 – 44.
6. Виленский П.Л. Оценка эффективности инвестиционных проектов. Теория и практика / П.Л. Виленский, В.Н. Лившиц, С.А. Смоляк. – М.: Дело, 2008. – 1104 с.
7. Обоснование технико-экономической целесообразности возобновления эксплуатации Квайсинского свинцово-цинкового месторождения на основе геоинформационного моделирования / С.В. Корнилков, И.В. Соколов, Ю.О. Славиковская, И.В. Никитин // Изв. вузов. Горный журнал. – 2014. – № 3. – С. 9 - 17.
8. Пирс Д. Инструменты и методы, используемые в международной практике для оценки и развития проектов добычи алмазов / Д. Пирс // Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений: междунар. научно-практическая конференция, г. Мирный, 2011. – Новосибирск: Наука, 2011. – С. 118 – 128.