

СИСТЕМАТИЗАЦИЯ ПРИРОДНЫХ ФАКТОРОВ И ОБОСНОВАНИЕ РАСШИРЕНИЯ ГРАНИЦ КАРЬЕРА ПРИ КОСОГОРНОМ РЕЛЬЕФЕ МЕСТНОСТИ

А.Ю. Агабальян

ООО «Геосервис», Ереван, Армения, e-mail: andre011@mail.ru, geoservice.arm@mail.ru

Аннотация: Выбор способов и методики проведения всех этапов недропользования — от предварительной разведки выявленного проявления до промышленной эксплуатации месторождения — зависит от сочетания природных условий, к которым относятся рельеф, форма и условия залегания рудного тела, мощность, угол падения рудного тела и т.д. Каждый из отмеченных факторов имеет классификации по топо-географическим [1] и горно-геологическим признакам [2], оказывая существенное влияние на принимаемые решения по геологоразведочным и эксплуатационным работам. Анализ значимости того или иного природного фактора должен быть основан на классификациях основного признака — в диапазоне его изменчивости. Кроме этого, отдельное рассмотрение того или иного природного фактора может выявить как положительное, так и негативное его влияние при освоении месторождений, но только их совокупность имеет определяющее значение, так как негативное влияние одного фактора может быть нивелировано положительным влиянием другого фактора. Рассмотрено влияние косогорного рельефа местности как в поперечном, так и в продольном направлении рудного тела на границы открытой геотехнологии. Отмечены условия продолжения отработки запасов руды подземным способом — в горизонтальном (прибортовые запасы) и вертикальном направлениях (под дном карьера). Полученные аналитические зависимости проиллюстрированы на примере конкретного месторождения.

Ключевые слова: топо-географические условия, горно-геологические условия, открытая геотехнология, расширение борта карьера, предельные контуры карьера, подземная геотехнология, комбинированная геотехнология.

Для цитирования: Агабальян А. Ю. Систематизация природных факторов и обоснование расширения границ карьера при косогорном рельефе местности // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 5. – С. 54–67. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-5-0-54-67.

Systematization of natural factors and justification of an open pit expansion in hilly areas

A.Yu. Aghabalyan

LLC «Geoservice», Yerevan, Republic of Armenia, e-mail: geoservice.arm@mail.ru

Abstract: The choice of the methods and procedures of subsoil use at any stage—from the early exploration of a discovered mineralization up to its commercial development—depends on the combination of natural factors, including relief, shape and occurrence of an ore body, its thickness, dip angle, etc. Each factor has a classification based on topographical, geographical

[1] and geological features [2], and exerts a considerable influence on the decision-making in geological exploration and actual mining. The analysis of a natural factor should be based on the classification of the main feature within its range. The individual analysis of a natural factor can reveal both its positive and negative effects which can be expected in the course of mining; at the same time, only a combination of natural factors is of the definitive importance as negative influence of a factor can be balanced by positive influence of another factor. This article discusses the influence of a hilly area on the open pit mining limits both lengthwise and across an ore body. The conditions for the transition to underground mining horizontally (pit wall rock mass) and vertically (under pit bottom) are described. The analytical dependences are illustrated in terms of a specific deposit.

Key words: topographic and geographical conditions, geological conditions, open pit mining technology, pit wall expansion, ultimate pit limit, underground mining technology, hybrid geotechnology.

For citation: Aghabalyan A. Yu. Systematization of natural factors and justification of an open pit expansion in hilly areas. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020;(5):54-67. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-5-0-54-67.

Постановка задачи и методы исследования

Анализ и обобщение различных топо-географических классификаций рельефа и горно-геологических условий рудных месторождений позволил систематизировать исходные природные факторы в виде нижеследующей таблицы (табл. 1).

Представленная совокупность классификаций природных условий представляет комплекс топо-географических и горно-геологических условий месторождения.

Каждый природный фактор по-разному влияет на решение различных задач недропользования. В литературе иногда путают понятия высокогорный карьер (абсолютная высота) и нагорный карьер (относительная высота). Так, например, абсолютная категория рельефа влияет в первую очередь на экономические показатели освоения: высокогорный рельеф имеет более суровые климатические условия, обычно связан с необжитыми (или малообжитыми) районами и, как следствие, с отсутствием необходимой инфраструктуры (энергоснабжение, автодороги и т.д.), что приводит к повышенным капитальным вложениям.

Разряженный воздух высокогорья приводит также к повышенному расходу топлива машин и механизмов (на 13% вырастает расход топлива каждые 1000 м абсолютной высоты), что значительно увеличивает рост эксплуатационных затрат. Использование машин и механизмов на электрической тяге снизит расходы топлива.

Между тем, высокогорье может иметь равнинный или холмистый рельеф местности (горное плато), то есть возвышенную плоскую или волнистую равнину, расположенную примерно на одном уровне и отделенную отчетливыми склонами или уступами от находящихся ниже равнинных пространств [3].

Горно-геологические условия являются ключевыми факторами при обосновании параметров кондиций, выборе геотехнологии (открытая, подземная, комбинированная) и систем разработки.

Оценка условий залегания рудных тел зависит от способа разработки, а также типа и ценности руды. Диапазон близповерхностного залегания условно принят в зависимости от коэффициента ценности руды — соотношения извлекаемой ценности руды и приведенных затрат [4]. При нормативной ценности ($K_{\text{ц}} = 1,0-1,2$) близповерхностным

Таблица 1

Совокупность природных условий недропользования
Combination of natural conditions of subsoil use

Обозначение	Природные условия	Показатели
Топо-географические		
A	Абсолютная категория рельефа, м	
A1	Низкогорье	< 1000
A2	Среднегорье	1000 – 2000
A3	Высокогорье	> 2000
B	Относительная категория рельефа, м	
B1	Равнинный	< 10
B2	Холмистый	10 – 100
B3	Горный	> 100
C	Крутизна склона, градус	
C1	Пологий	0 – 10
C2	Умеренно крутой	10 – 15
C3	Среднекрутой	15 – 30
C4	Крутой	30 – 45
C5	Очень крутой	45 – 60
C6	Отвесный	> 60
Горно-геологические		
D	Формы залегания рудных тел	
D1	Пластообразные	
D2	Линзообразные	
D3	Жилы	
D4	Штокообразные	
D5	Рудные гнезда	
D6	Трубки	
E	Условия залегания рудных тел, м	
E1	Поверхностное	< 20
E2	Близповерхностное	20 – 80
E3	Глубинное	> 80
F	Мощность рудных тел, м	
F1	Весьма тонкие	< 0,7
F2	Тонкие	0,7 – 2,0
F3	Маломощные	2,0 – 5
F4	Средней мощности	5 – 15
F5	Мощные	15 – 60
F6	Весьма мощные	> 60
G	Углы падения рудных тел, град.	
G1	Горизонтальные	< 3
G2	Пологие	3 – 20
G3	Наклонные	20 – 45
G4	Крутые	> 45

можно считать наикратчайшее расстояние от рудного тела до дневной поверхности порядка 20–40 м, при ценной руде ($K_{ц} = 1,2–1,5$) – 40–60 м, а при особо ценной руде ($K_{ц} > 1,5$) – 60–80 м. Естественно, такая градация является условной и экономически приемлемая глубина залежи должна определяться в конкретной ситуации. Следует также отметить, что восприятие глубины залегания зависит от способа разработки. При открытой геотехнологии увеличение глубины залегания приводит к увеличению коэффициента вскрыши, и разработка месторождения может стать нерентабельной, но вполне приемлемой для подземной разработки.

Различное восприятие горно-геологических условий по способам разработки наиболее отчетливо видно при оценке мощности рудного тела. Одна и та же мощность рудного тела может восприниматься как «тонкая» или «маломощная» при использовании крупногабаритного карьерного оборудования и «мощной» — при шпуровой отбойке подземной разработки.

Академик М.И. Агошков [2] по этому поводу отмечал: «Терминами тонкое, мощное, очень мощное в различных горнорудных районах нередко пользуются по-разному. Так, например, в Криворожском железорудном бассейне, где разрабатываются преобладающе рудные тела с большими размерами, тонкими называют рудные тела мощностью менее 10–12 м, мощными — свыше 25–30 м и очень мощными — свыше 50 м. Напротив, на большинстве рудников, разрабатывающих жильные месторождения золота, олова, урана и др., жилы мощностью 2–3 м часто называют мощными потому, что подавляющая масса жил имеет мощность менее 1 м, а жилы мощностью 0,5–1,0 м отвечают средней разрабатываемой мощности этого морфологического типа месторождений.

Приведенное разделение рудных тел по мощности базируется на единых горнотехнических признаках и устраняет произвольное использование этого понятия».

Теоретически и практически возможны любые вышеотмеченные сочетания (за редким исключением, например, линзообразные, штокообразные и рудные гнезда не имеют углов падений).

Такое множество возможных сочетаний природных условий исключает «типовой» подход решения задач, особенно при оценке месторождений на разных стадиях геолого-разведочных работ.

Относительная категория рельефа (колебание высотных отметок местности) вместе с крутизной склонов определяют методику разведки и схему вскрытия месторождения.

Если по совокупности всех природных факторов месторождение должно разрабатываться подземным способом, то влияние особенностей рельефа поверхности сказывается практически только на схеме вскрытия (штольневой, шахтной, комбинированной). На решение всех остальных задач подземной геотехнологии рельеф местности не оказывает существенного влияния.

Кардинально иная ситуация при открытой геотехнологии, и влияние топографических особенностей местности на параметры разработки месторождения намного шире и значительнее. От рельефа поверхности зависит не только схема вскрытия карьерного поля, но и положение конечных контуров карьера как по разному бортов, так и по предельной глубине карьера. Следовательно, топографические особенности местности имеют прямое влияние на абсолютное количество горной массы в конечных контурах карьера как в целом, так и в относительных соотношениях между ее элементами — вскрыши, забалансо-

вых и балансовых руд. Таким образом, определение предельных экономически обоснованных границ открытой геотехнологии является ключевой многофакторной задачей, влияющей на все показатели разработки рудных месторождений. Решению данной проблемы посвящено большое количество научных исследований, порой с абсолютно разными подходами.

В работе [5] рассмотрено влияние параметров рабочей зоны на режим горных работ и границы карьеров. При разработке комплексных месторождений, в которых большинство горных пород является полезным ископаемым, в работе [6] предлагается пользоваться понятием коэффициента добычи, т.е. доли данного полезного ископаемого в общем объеме горной массы в карьере. Были также предложены системы вложенных контуров при автоматизированном горно-геометрическом анализе с совместным определением границ карьеров, обоснования оптимального направления углубки и режима горных работ [7].

Часть научных исследований в этом направлении посвящена обоснованию коэффициентов вскрыши. Целью исследования [8] является усовершенствование методов определения граничного коэффициента вскрыши с учетом условий конкурентоспособности товарной продукции проектируемого карьера на мировом рынке, с учетом влияния нормы прибыли на конечную глубину проектируемого карьера. В работе [9] проанализирована зависимость контурного коэффициента вскрыши от глубины карьера при разных бортовых содержаниях. Определены конечные глубины карьеров и отстроены контуры карьеров традиционным методом и специальной компьютерной программой-оптимизатором. Анализ взаимного влияния граничного коэффициента вскрыши и бор-

тового содержания ценного компонента в руде приведен в работе [10].

Обособленным направлением исследований можно считать оптимизацию границ открытой геотехнологии при комбинированном способе разработки. В этом случае границы открытой геотехнологии являются переходными к подземной.

Несмотря на существенные различия в методиках обоснования переходных границ, они все основаны на целевой функции максимизации прибыли [4] или дисконтированной прибыли [11] от освоения запасов руды всего месторождения.

В работах [12, 13] предложен метод определения оптимальной глубины перехода от открытой разработки к подземной, основанный на управлении техническим риском. Значения возможных переходных глубин рассчитываются на основе сравнения ежегодных оценок дисконтированных денежных потоков по способам разработки. Представленная оптимизационная модель основана на стохастической целочисленной программе, которая интегрирует геологическую неопределенность и управляет техническим риском.

Метод блочного моделирования для определения переходной глубины представлен в работе [14]. По мнению авторов, представление блоков в виде конусов позволяет повысить надежность и контролируемость процесса оптимизации.

Необходимость учета геологической неопределенности при методе блочного моделирования подчеркивается также в работе [15]. Там же справедливо отмечается, что так как основные параметры горных работ (конечные границы карьера) зависят от контуров рудного тела (бортовое содержание), то необходима их одновременная (совместная) оптимизация.

Определение предельных границ открытой геотехнологии можно разбить на две составляющие: необходимую экономическую основу и требуемый геометрический результат. К экономической основе относится обоснование граничного коэффициента вскрыши, методика определения которого, как отмечено выше, отличается при открытой и комбинированной геотехнологиях.

В отличие от экономического характера граничного коэффициента вскрыши, контурный коэффициент вскрыши имеет геометрический смысл. Обе указанные составляющие сравниваются значениями граничного и контурного коэффициентов вскрыши. Глубина карьера, при которой значения указанных показателей равны, является предельной. В этом случае контурный коэффициент вскрыши представляет собой отношение элементарных приростов руды и вскрыши на предельной глубине и в полной мере не учитывает характерные особенности рельефа.

В связи с этим, необходим дополнительный горно-геометрический анализ и соответствующая корректировка полученного результата с полным учетом влияния топографических особенностей рельефа местности (B — относительная категория, C — крутизна склона, табл. 1) на предельные контуры открытой геотехнологии.

На основании вышеизложенного можно отметить, что методика технико-экономического обоснования граничного коэффициента вскрыши является самостоятельным направлением научных исследований и выходит за рамки данной статьи. Здесь же детально рассмотрим горно-геометрические аспекты контуров открытой геотехнологии нагорно-глубинных карьеров, построенные на основе равенства граничного и контурного коэффициентов вскрыши.

Результаты исследования

Рассмотрим два возможных случая:

1. Наклон рельефа в поперечном направлении рудного тела.
2. Наклон рельефа в продольном направлении рудного тела.

Первая задача решена в кандидатской диссертации [16] автора данной статьи, в которой доказана возможность дополнительной углубки. В обозначениях табл. 1 совокупные условия разработки имеют следующий вид: A1-B2-C2-D1-E1-F6-G4.

Поставленная задача решена для двух возможных случаев:

1.1. Вытянутые по простиранию крутопадающие и наклонные рудные тела (плоская задача). В этом случае влияние прирезаемых объемов вскрышных пород в торцах карьера на величину контурного коэффициента вскрыши незначительно, и ими можно пренебречь (рис. 1).

Если мощность рудного тела m превышает ширину дна карьера d , то возможна дополнительная углубка карьера H_d без разноса бортов.

Кроме этого, косогорный рельеф поверхности позволит разнос висячего борта карьера в нижней части косогора с дополнительной углубкой ΔH_d , величина которой определяется следующей формулой:

$$\Delta H_d = \frac{[mK_{ep} - H_0(ctg\beta_1 + ctg\beta_2)](ctg\beta_1 + ctg\alpha)(ctg\beta_1 + ctg\varphi)}{(tg\beta_1 + ctg\beta_2)^2(ctg\varphi - ctg\alpha) + K_{ep}(ctg\beta_2 - ctg\alpha)(ctg\beta_1 + ctg\varphi)(ctg\beta_1 + ctg\beta_2)}, \quad (1)$$

где m — мощность рудного тела, м; K_{rp} — граничный коэффициент вскрыши, т/т; H_0 — глубина карьера в нижней части косогора, м; β_1 и β_2 — углы откосов, соответственно, висячего и лежащего бортов карьера, град.; α — угол падения рудного тела, град.; φ — угол наклона рельефа местности в поперечном направлении, град.

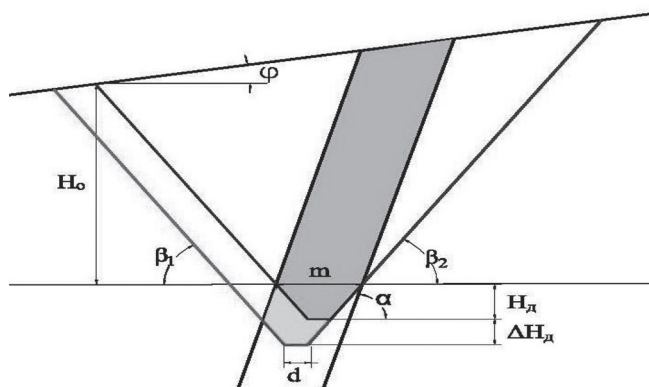


Рис. 1. Схема к определению дополнительной углубки карьера при косогорном рельефе местности в поперечном направлении

Fig. 1. Layout to determine extra increase in depth of open pit mine on hilly area in lateral direction

Проведем анализ формулы (1) и определим, при каких условиях дополнительная углубка не целесообразна, то есть $\Delta H_d = 0$. Очевидно, что это может быть только в том случае, если выражение в квадратных скобках числителя равно нулю. Решив полученное уравнение относительно величины H_0 , получим известную формулу проф. Б.П. Боголюбова [17] определения глубины карьера для равнинной местности и вытянутого по простиранию рудного тела (без учета объемов вскрыши в торцах). Это доказывает, что дополнительная углубка карьера целесообразна только для нагорно-глубинных карьеров, то есть с углом наклона рельефа поверхности φ отличным от нуля.

1.2. Сопоставимые размеры рудного тела в плане (объемная задача). В этом случае рассчитанная по формуле (1) величина дополнительной углубки будет иметь завышенный характер ввиду существенного влияния объемов вскрыши в торцах карьера и, следовательно, возрастания контурного коэффициента вскрыши.

Для условий равнинного рельефа местности данная задача решена акад. В.В. Ржевским [18].

С учетом угла наклона поверхности φ формула дополнительной углубки карьера имеет следующий вид:

$$\Delta H_d = \frac{mLK_{ep} - C_1}{C_2 + C_1K_{ep}}, \quad (2)$$

где L — длина рудного тела по простиранию, м,

$$C_1 = H_0 (ctg\beta_1 + ctg\beta_2) \left[\frac{1}{6} \pi H_0 (1 + ctg\beta_1 tg\varphi) ctg\delta + L \right];$$

δ — угол откоса торцового борта карьера, град.;

$$C_2 = \frac{\left[\frac{1}{3} \pi H_0 (1 + ctg\beta_1 tg\varphi) ctg\delta + 2L \right] (ctg\beta_1 + ctg\beta_2)^2 (ctg\varphi + ctg\alpha)}{(ctg\beta_1 + ctg\alpha)(ctg\beta_1 + ctg\varphi)};$$

$$C_3 = \frac{(ctg\beta_2 - ctg\alpha)(ctg\beta_1 + ctg\beta_2)}{(ctg\beta_1 + ctg\alpha)} L.$$

Без учета объемов вскрыши в торцах карьера формула (2) трансформируется в формулу (1), а при $\varphi = 0$ и усреднении углов откосов бортов карьера, то есть $\beta_1 = \beta_2 = \delta = \alpha_{cp}$ — в формулу акад. В.В. Ржевского.

Дальнейшая углубка карьера экономически нецелесообразна и должна быть рассмотрена возможность применения подземной геотехнологии.

При обосновании такой возможности месторождение будет разработано комбинированным открыто-подземным последовательным способом с совмещением горных работ в вертикальной плоскости [19, 20]. В противном случае, запасы под дном карьера должны быть квалифицированы как забалансовые (потенциально экономические) по признаку пространственного расположения (за конечными контурами карьера).

2. Рассмотрим второй вариант — наклон рельефа в продольном направлении рудного тела (рис. 2). В обозначениях табл. 1 совокупные условия разработки имеют следующий вид: A2-B3-C2-D3-E1-F2-G4.

Проекция подсчетного блока балансовых запасов на вертикальную плоскость представлена прямоугольником длины L_6 .

Последовательность решения поставленной задачи имеет следующий вид. В первую очередь определяется предельная глубина карьера на основе равенства граничного $K_{гр}$ и контурного $K_{к}$ коэффициентов вскрыши.

При открытой разработке жильных месторождений, очевидно, что ширина дна карьера d больше, чем мощность жилы m . В этом случае контурный коэффициент вскрыши определяется по следующему выражению:

$$K_{к} = \frac{H_{в}(ctg\alpha_1 + ctg\alpha_2) + d - m}{m}, \quad (3)$$

откуда $H_{в}$ — предельная глубина карьера в верхней части косогора равна

$$H_{в} = \frac{m(K_{сп} + 1) - d}{ctg\alpha_1 + ctg\alpha_2}. \quad (4)$$

Учитывая выход рудного тела на дневную поверхность и необходимость полной отработки запасов весьма ценной руды, геометрическими построениями получим продольный контур карьера $ABCD$.

Обратим внимание на то, что рассчитанный на поперечном разрезе контурный коэффициент вскрыши и предельная глубина карьера $H_{в}$ не учитывают наклона рельефа в продольном

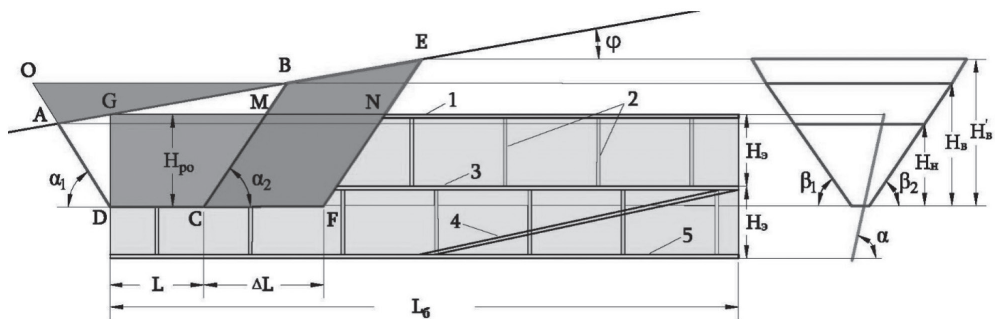


Рис. 2. Продольная проекция рудного тела с контурами подсчетного блока балансовых запасов и границ разработки по способам: 1 — вентиляционная штольня, 2 — восстающие, 3 — вентиляционно-откаточная штольня, 4 — полевой уклон, 5 — откаточный штрек

Fig. 2. Axial projection of ore body with indicated boundaries of estimation block of profitable reserves and limits of mining by different methods: 1 — ventilation gallery; 2 — raise; 3 — ventilation and haulage gallery; 4 — gauge decline; 5 — haulage drift

направлении и при равнинном рельефе местности, контур карьера имел бы вид $OBCD$. В рассматриваемом случае из-за наклона рельефа происходит «экономия» вскрыши, равная площади S_1 — зеленый треугольник OBA . Благодаря «экономленной» вскрыше, появляется возможность расширения борта карьера из положения BC в положение EF , при условии равенства площадей S_1 и S_2 — площади зеленой трапеции $BENM$.

Из указанного равенства определим величину разноса борта $\Delta L = CF$.

Площадь треугольника OBA равна

$$S_1 = \frac{[H_B(ctg\alpha_1 + ctg\alpha_2) + L]^2 \sin\alpha_1 \sin\varphi}{2\sin(\alpha_1 + \varphi)}, \quad (5)$$

где α_1 и α_2 — углы откосов бортов карьера, соответственно, в нижней и верхней частях косогора, градус; L — длина дна первичного контура карьера, м; φ — угол наклона рельефа в продольном направлении, градус.

Площадь параллелограмма $BENM$ равна

$$S_2 = \Delta L \left(H_B - \frac{H_H \sin(\alpha_1 + \varphi)}{\sin\alpha_1 \cos\varphi} \right) + \frac{\Delta L^2 \sin\alpha_2 \sin\varphi}{2\sin(\alpha_2 - \varphi)}, \quad (6)$$

где ΔL — величина разноса борта карьера в верхней части косогора, м; H_H — глубина карьера в нижней части косогора, м.

Приравняв правые части выражений (5) и (6), получим квадратное уравнение

$$a\Delta L^2 + b\Delta L - c = 0, \quad (7)$$

где

$$a = \frac{\sin\alpha_2 \sin\varphi}{2\sin(\alpha_2 - \varphi)};$$

$$b = H_B - \frac{H_H \sin(\alpha_1 + \varphi)}{\sin\alpha_1 \cos\varphi};$$

$$c = \frac{[H_B(ctg\alpha_1 + ctg\alpha_2) + L]^2 \sin\alpha_1 \sin\varphi}{2\sin(\alpha_1 + \varphi)}.$$

Откуда искомое значение разноса борта карьера в верхней части косогора получим по формуле определения положительного корня квадратного уравнения:

$$\Delta L = \frac{-b + \sqrt{b^2 + 4ac}}{2a}, \quad (8)$$

Выразим также тригонометрические зависимости глубины карьера в нижней части косогора H_H , длины дна первичного контура карьера L и высоты рудной площади в контурах карьера H_p :

$$H_H = \frac{H_B(1 - ctg\alpha_2 tg\varphi) - Ltg\varphi}{1 + ctg\alpha_1 tg\varphi}, \quad (9)$$

$$L = (H_B - H_H)(ctg\varphi - ctg\alpha_2) - H_H(ctg\alpha_1 + ctg\alpha_2) \quad (11)$$

Формулы расчета рудной площади S_p в контурах первичного карьера (трапеция $GMDC$) и в его расширенной части ΔS_p (параллелограмм $MNFC$) имеют следующий вид:

$$H_p = \frac{H_H \sin(\alpha_1 + \varphi)}{\sin\alpha_1 \cos\varphi}, \quad (12)$$

$$H_p = \frac{H_H \sin(\alpha_1 + \varphi)}{\sin\alpha_1 \cos\varphi}. \quad (13)$$

Проведем анализ полученных зависимостей. При $\varphi = 0$, из формулы (10) видно, что с математической точки зрения длина дна карьера L стремится к бесконечности ($ctg0 \rightarrow \infty$), а с практической точки зрения — ограничивается протяженностью рудного тела (длиной подсчетного блока балансовых запасов).

Очевидно также, что при $\varphi = 0$ (равнинный рельеф местности) продольный разрез карьера приобретает вид $OBCD$, и глубина карьера с обеих торцов становится равной, т.е. $H_H = H_B$, что

подтверждается также формулами (8) и (10).

Критическими значениями угла наклона рельефа φ является угол, при котором $H_n = 0$ и продольный разрез карьера приобретает форму треугольника. Теоретическим максимумом является угол откоса борта карьера в верхней части косогора α_2 , при котором построение карьера становится невозможным (борт карьера и склон рельефа параллельны).

Дальнейшее расширение границ открытой геотехнологии экономически неоправданно и оставшаяся часть запасов может быть отработана только с применением подземной геотехнологии.

При мощном рудном теле и больших запасах руды наиболее оптимальным видится применение метода, предложенного в изобретении акад. К.Н. Трубецкого [21]. Данный метод позволяет вести комбинированную открыто-подземную последовательную или частично совмещенную разработку в горизонтальном направлении.

Применение предложенных в изобретении шахтных самосвалов подразумевает проходку транспортных штолен большого сечения, что оправдано при мощных рудных телах. Однако при разработке весьма тонких и тонких жильных месторождений это приведет к росту величины разубоживания.

В рассматриваемом выше случае подземная геотехнология предназначена для отработки запасов руды как в горизонтальном, так и в вертикальном направлениях (под дном карьера).

Исходные условия решенной выше задачи практически идентичны (с некоторыми упрощениями) условиям одной из жильных зон золотополиметаллического месторождения на юге Армении.

На основании описанных выше условий, обоснована система подземной разработки подэтажными штреками со

щелевой выемкой руды. Высота этажа принята 40 м, а длина эксплуатационного блока — 50 м. Первый этаж вскрывается штольнями (1 и 3), пройденными с борта карьера.

Вскрытие второго этажа наиболее предпочтительно проходкой уклона с откаточно-вентиляционной штольни 3. В противном случае, потребовалась бы проходка полевой штольни длиной более 450 м (при угле наклона рельефа 10°).

Качественно-количественные показатели балансовых запасов и основные параметры разработки месторождения представлены в табл. 2.

Анализ исходных данных и расчетных показателей табл. 2 показывает, что при угле наклона рельефа $\varphi = 10^\circ$ экономически оправдан разнос борта карьера в верхней косогора на 66,3 м, что на 27% больше длины дна первичного карьера 52,1 м. При этом обеспечивается почти двукратное увеличение рудной площади (запасов руды) в контурах карьера — к имеющейся площади 3579 м² добавляется еще 3417 м² (95% рудной площади первичного карьера).

Очевидно, что такое почти двукратное увеличение запасов открытой разработки отразится самым благоприятным образом на всех экономических показателях отработки данного рудного тела.

Следует отметить, что при изменении конфигурации продольной проекции рудного тела на вертикальную площадь расчетные формулы будут иметь иной вид.

Однако универсальность обоснования возможности разноса торцевого борта карьера в верхней части косогора в том, что обоснованный принцип не изменится при достаточной протяженности рудного тела. Если качественно-количественные показатели рудного тела за

Таблица 2

**Качественно-количественные показатели балансовых запасов
и основные параметры карьера**

**Qualitative and quantitative characteristics of profitable reserves and the main parameters
of an open pit mine**

Наименование показателей	Обозначение	Значение
Среднее содержание условного золота в подсчетном блоке, г/т	$\alpha_{\text{усл}}$	7,81
Мощность рудного тела, м	m	0,93
Минимальное промышленное содержание		
при открытом способе, г/т	$\alpha_{\text{min.o}}$	1,57
при подземном способе, г/т	$\alpha_{\text{min.п}}$	4,34
Ширина дна карьера, м	d	10
Угол наклона рельефа, град.	φ	10
Угол откоса борта карьера в нижней части косогора, град.	α_1	58
Угол откоса борта карьера в верхней части косогора, град.	α_2	56
Граничный коэффициент вскрыши, т/т	$K_{\text{гр}}$	106,4
Глубина карьера в верхней части косогора, м (формула (4))	$H_{\text{в}}$	68,9
Глубина карьера в нижней части косогора, м (формула (9))	$H_{\text{н}}$	46,4
Высота рудной площади в контурах карьера, м (формула (11))	$H_{\text{р}}$	51,5
Длина дна первичного контура карьера, м (формула (10))	L	52,1
Коэффициенты формулы (7)	a	0,1
	b	17,4
	c	1593
Длина расширения дна карьера, м (формула 8)	ΔL	66,3
Рудная площадь в контурах первичного карьера, м ² (формула 12)	$S_{\text{р}}$	3579
Рудная площадь в расширенном контуре карьера, м ² (формула 13)	$\Delta S_{\text{р}}$	3417

расширенным контуром карьера будет соответствовать условиям подземной геотехнологии, то появится возможность горизонтальной комбинированной разработки рудного тела.

Резюмируя вышеизложенное, следует отметить благоприятное воздействие косогорного рельефа местности в продольном направлении рудного тела, благодаря чему обосновано расширение борта карьера в верхней части косогора и увеличение доли открытой разработки балансовых запасов подсчетного блока.

Выводы

Проведена систематизация природных факторов недропользования с разделением на топо-географические и горно-геологические. Показано влияние некоторых отдельных факторов на решение задач освоения рудных месторождений.

Обоснована возможность расширения границ открытой разработки при косогорном рельефе местности для двух возможных случаев.

При косогорном рельефе в поперечном направлении возможна дополнительная углубка карьера с расширением

висячего борта карьера, а при продольном — расширение торцового борта карьера в верхней части косогора.

Выведены тригонометрические зависимости углубки и разноса бортов для простых горно-геологических условий. Несмотря на изменения формул при разных формах и положении относительно рельефа рудного тела, принцип возможности «переноса сэкономленной вскрыши» из нижней части в верхнюю часть косогора не изменится

при достаточной протяженности рудного тела.

На примере упрощенных условий одного из месторождений Армении рассчитано расширение борта карьера, превышающее длину дна первичного карьера на 27% при угле наклона рельефа $\varphi = 10^\circ$. В этом случае запасы руды в контурах карьера почти удваиваются, что оказывает положительное влияние на экономические показатели отработки всего рудного тела.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ильин С. А. Технология открытой разработки нагорных месторождений. Ч. 1. Учебное пособие. — М.: МГИ, 1991. — 58 с.
2. Агошков М. И., Малахов Г. М. Подземная разработка рудных месторождений. — М.: Недра, 1966. — 658 с.
3. Геоморфологический словарь-справочник / Сост. Л. М. Ахромеев. Под ред. П. Г. Шевченко. — Брянск: Изд-во БГУ, 2002. — 320 с.
4. Агабян Ю. А. Общая теория оптимального освоения недр (твердые полезные ископаемые). — Saarbrücken, Германия: Palmarium Academic Publishing, 2015. — 288 с.
5. Кортелев О. Б., Ческидов В. И., Норри В. К. Влияние параметров рабочей зоны на режим горных работ и границы карьеров // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2011. — № 5. — С. 53–59.
6. Холодняков Г. А., Вайнонен Н. С. Использование коэффициента добычи при определении границ карьера // Записки горного института. — 2014. — Т. 207. — С. 78–80.
7. Билин А. Л. Особенности применения алгоритма профессора С. Д. Коробова для определения границ карьеров и обоснования режима горных работ // Записки горного института. — 2012. — Т. 198. — С. 55–60.
8. Луценко С. А. Определение граничного коэффициента вскрыши, обеспечивающего конкурентоспособность железорудного концентрата на мировом рынке // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. — 2017. — № 1. — С. 18–23.
9. Подойников А. О. Определение конечной глубины карьера с использованием современных горных информационных технологий применительно к мощным крутопадающим железорудным залежам // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2013. — № 7. — С. 395–400.
10. Rendu J. M. An introduction to cut-off grade estimation. 2nd edition. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2014. 168 p.
11. Bakhtavar E., Shahriar K., Oraee K. Transition from open-pit to underground as a new optimization challenge in mining engineering // Journal of Mining Science. 2009. Vol. 45, No 5, pp. 485–494. DOI: 10.1007/s10913-009-0060-3.
12. James A. L., Dimitrakopoulos R. A stochastic optimization formulation for the transition from open pit to underground mining // Optimization and Engineering. 2017, Vol. 18, Issue 3, pp. 793–813.
13. Goodfellow R., Dimitrakopoulos R. Global optimization of open pit mining complexes with uncertainty // Appl Soft Computing. 2016. Vol. 40, pp. 292–304.

14. Mai N., Topal E., Erten O. A new open-pit mine planning optimization method using block aggregation and integer programming // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2018. Vol. 118, No 7, pp. 705 – 714.

15. Капутин Ю. Е. Обоснование бортового содержания и оптимизация стратегии развития открытых горных работ. – СПб.: Недра, 2017. – 280 с.

16. Агабальян А. Ю. Оптимизация производительности и границ карьеров при комплексном освоении месторождений полезных ископаемых: на примере медно-молибденовых месторождений Армении. Дисс. на соискание ученой степени канд. технич. наук: 05.15.03. ИПКОН РАН. – М., 1991. – 184 с.: ил.

17. Боголюбов Б. П. Целесообразные границы открытых работ // Горный журнал. – 1950. – № 11. – С. 10 – 15.

18. Ржевский В. В. Проектирование контуров карьера. – М.: Metallurgizdat, 1956. – 232 с.

19. Щелканов В. А. Комбинированная разработка рудных месторождений. – М.: Недра, 1974. – 232 с.

20. Каплунов Д. Р., Калмыков В. Н., Рыльникова М. В. Комбинированная геотехнология. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. – 560 с.

21. Трубецкой К. Н., Мальский К. С. Патент RU 2479719 Способ транспортирования горной массы из подземных очистных блоков в прибортовом массиве карьера. 2013. **ПАТ**

REFERENCES

1. Il'in S.A. *Tekhnologiya otkrytoy razrabotki nagornykh mestorozhdeniy*. Ch. 1. Uchebnoe posobie [Open pit mining technology for mountainous terrain. Part 1. Educational aid], Moscow, MGI, 1991, 58 p.

2. Agoshkov M. I., Malakhov G. M. *Podzemnaya razrabotka rudnykh mestorozhdeniy* [Underground mining of ore deposits], Moscow, Nedra, 1966, 658 p.

3. *Geomorfologicheskii slovar'-spravochnik*. Sost. L. M. Akhromeev. Pod red. P. G. Shevchenkova [Geomorphological glossary. Akhromeev L. M. (compiler), Shevchenkov P. G. (Ed.)], Bryansk, Izd-vo BGU, 2002, 320 p.

4. Agabalyan Yu. A. *Obshchaya teoriya optimal'nogo osvoeniya nedr (tverdye poleznye iskopaemye)* [General theory of optimized subsoil development (solid minerals)], Saarbrücken, Germany, Palmarium Academic Publishing, 2015, 288 p.

5. Kortelev O. B., Cheskidov V. I., Norri V. K. Effect of working area parameters on mining mode and open pit limits. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2011, no 5, pp. 53 – 59. [In Russ].

6. Kholodnyakov G. A., Vaynonen N. S. Use of extraction factor in determining open pit limits. *Journal of Mining Institute*. 2014. Vol. 207, pp. 78 – 80.

7. Bilin A. L. Features of Professor Korobov's algorithm in determination of open pit limits and justification of mining mode. *Journal of Mining Institute*. 2012. Vol. 198, pp. 55 – 60. [In Russ].

8. Lutsenko S. A. Determination of ultimate stripping ratio for guaranteed competitive ability of an iron ore concentrate on the world market. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedeniy. Gornyy zhurnal*. 2017, no 1, pp. 18 – 23. [In Russ].

9. Podoynikov A. O. Determination of limiting depth of an open pit using modern mining information technologies in terms of thick and steeply dipping iron ore bodies. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2013, no 7, pp. 395 – 400. [In Russ].

10. Rendu J. M. *An introduction to cut-off grade estimation*. 2nd edition. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2014. 168 p.

11. Bakhtavar E., Shahriar K., Oraee K. Transition from open-pit to underground as a new optimization challenge in mining engineering. *Journal of Mining Science*. 2009. Vol. 45, No 5, pp. 485 – 494. DOI: 10.1007/s10913-009-0060-3.
12. James A. L., Dimitrakopoulos R. A stochastic optimization formulation for the transition from open pit to underground mining. *Optimization and Engineering*. 2017, Vol. 18, Issue 3, pp. 793 – 813.
13. Goodfellow R., Dimitrakopoulos R. Global optimization of open pit mining complexes with uncertainty. *Appl Soft Computing*. 2016. Vol. 40, pp. 292 – 304.
14. Mai N., Topal E., Erten O. A new open-pit mine planning optimization method using block aggregation and integer programming. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2018. Vol. 118, No 7, pp. 705 – 714.
15. Kaputin Yu. E. *Obosnovanie bortovogo sodержaniya i optimizatsiya strategii razvitiya otkrytykh gornykh rabot* [Justification of cut-off grade and optimization of open pit mining expansion strategy], Saint-Petersburg, Nedra, 2017, 280 p.
16. Agabalyan A. Yu. *Optimizatsiya proizvoditel'nosti i granits kar'erov pri kompleksnom osvoenii mestorozhdeniy poleznykh iskopaemykh: na primere medno-molibdenovykh mestorozhdeniy Armenii* [Optimization of productivity and limits of open pits in integrated mineral development in terms of copper–molybdenum deposits in Armenia], Candidate's thesis, Moscow, 1991, 184 p.
17. Bogolyubov B. P. Expedient limits of open pit mining. *Gornyi Zhurnal*. 1950, no 11, pp. 10 – 15. [In Russ].
18. Rzhhevskiy V. V. *Proektirovanie konturov kar'era* [Open pit limit design], Moscow, Metallurgizdat, 1956, 232 p.
19. Shchelkanov V. A. *Kombinirovannaya razrabotka rudnykh mestorozhdeniy* [Hybrid mining of ore deposit], Moscow, Nedra, 1974, 232 p.
20. Kaplunov D. R., Kalmykov V. N., Ryl'nikova M. V. *Kombinirovannaya geotekhnologiya* [Hybrid geotechnology], Moscow, Izdatel'skiy dom «Ruda i metally», 2003, 560 p.
21. Trubetskoy K. N., Mal'skiy K. S. *Patent RU 2479719*. 2013.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРЕ

Агабалян Андраник Юрьевич – канд. техн. наук,
заместитель директора по научной работе,
ООО «Геосервис», Армения,
e-mail: andre011@mail.ru, geoservice.arm@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHOR

A. Yu. Aghabalyan, Cand. Sci. (Eng.),
Deputy Director for Science, LLC «Geoservice»,
Yerevan, Republic of Armenia,
e-mail: andre011@mail.ru, geoservice.arm@mail.ru.

Получена редакцией 05.12.2019; получена после рецензии 25.02.2020; принята к печати 20.04.2020.
Received by the editors 05.12.2019; received after the review 25.02.2020; accepted for printing 20.04.2020.

