

ГОРНОЕ ДЕЛО

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ШИРИНЫ КАМЕРЫ ПРИ  
КОМБИНИРОВАННОМ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОМ СПОСОБЕ  
ОСВОЕНИЯ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

**Оганесян А.Г., Погосян Д.К.**

DOI: 10.54503/0515-961X-2023.76.1-5

*Национальный политехнический университет Армении  
0009, Республика Армения, Ереван, ул. Теряна 105,  
e-mail: Hov\_armen@mail.ru  
Поступила в редакцию 16.01.2023*

Технологическими исследованиями обоснована принципиальная возможность формирования подземных пустот для размещения отвальных хвостов при комбинированном открыто-подземном способе разработки рудных месторождений, характеризующихся неустойчивыми породно-рудными массивами.

На основе экономико-математической модели, при прочих равных условиях, решена задача определения оптимальной ширины камеры при новом комбинированном открыто-подземном способе освоения рудных месторождений: при мощности рудного тела  $m = 16$  м оптимальна ширина камеры около  $L_k = 11$  м, так как она обеспечивает максимальную экономическую эффективность в пределах одного эксплуатационного блока в размере примерно 110,750 \$ США/т в расчете на 1 т погашаемых балансовых запасов.

**Ключевые слова:** руда, стенка-диафрагма, цемент, модель, камера, прибыль, разработка, затраты, погашаемые запасы.

**Введение.** Технологическими исследованиями обоснована принципиальная возможность формирования подземных пустот для размещения отвальных хвостов при комбинированном открыто-подземном способе разработки рудных месторождений, характеризующихся неустойчивыми породно-рудными массивами (Оганесян, Погосян, 2021; Հովհաննիսյան, Մկրտչյան, 2022).

Сущность нового способа разработки рудных месторождений заключается в предварительном создании в массиве рудного тела, ниже дна карьера, наклонных железобетонных стенок со стороны висячего и лежащего боков, а также вертикальных бетонных поперечных стенок-диафрагм, путем применения системы разработки - нисходящей слоевой выемки с закладкой. Ограниченные с боков бетонными и железобетонными стенками временные рудные целики обрабатываются системой этажной отбойки с торцовым выпуском руды, где отбойка руды осуществляется с помощью параллельно расположенных взрывных скважин, про-

буренных со дна карьера. В результате создается подземное сооружение – камеры, которые намечают использовать для размещения отвальных хвостов (рис.1).

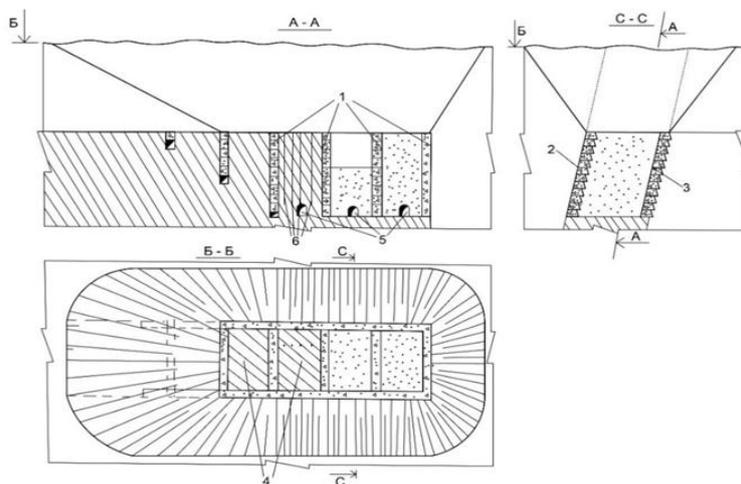


Рис.1. Новый комбинированный открыто-подземный способ освоения рудных месторождений с размещением отвальных хвостов: 1 – стенка-диафрагма, 2 – висячий бок, 3 – лежащий бок, 4 – будущие подземные пустоты, 5 – доставочные орты, 6 – взрывные скважины

Геомеханическими расчетами доказано поддержание выработанного пространства с помощью искусственных стенок-диафрагм, что сводится к определению необходимой прочности бетона стенок-диафрагм (Погосян, 2022).

В результате исследования установлены зависимости временного сопротивления бетонного материала стенок-диафрагмы по одноосному сжатию от глубины подземной разработки и ширины камеры при различных величинах ширины искусственной стенки-диафрагмы.

Выявленные закономерности изменения временного сопротивления бетонного материала стенок-диафрагмы по одноосному сжатию от глубины подземной разработки и ширины камеры выражается тем, что при прочих равных условиях: увеличение глубины подземной разработки приводит к повышению, а уменьшение ширины камеры - к снижению прочности бетона на сжатие стенок-диафрагмы.

**Постановка задачи и методы исследований.** Очевидно, что вышеотмеченная задача имеет много решений, все из которых отвечают техническим и технологическим требованиям. Однако одно решение оптимальное, то есть требуется найти с экономической точки зрения наилучшие параметры конструктивных элементов рассматриваемого комбинированного открыто-подземного способа разработки месторождений.

Данная задача решается с помощью экономико-математического моделирования, где в качестве критерия оптимальности следует принять

прибыль от добычи и переработки руды по отработке одного эксплуатационного блока (П) (Агабян, 2015; Унршцшш ì ñр., 2017).

Следовательно, целевая функция будет иметь следующий вид:

$$П = (I_{ц} - C_{п})Q_{э} \rightarrow \max, \quad (1)$$

где  $I_{ц}$  – извлекаемая ценность 1т руды, \$ США/т;  $C_{п}$  – полная себестоимость добычи и переработки 1т руды, \$ США/т;  $Q_{э}$  – эксплуатационные запасы руды одного блока, т.

Поясним структуру величины П с точки зрения конструктивных элементов данной подземной части технологического решения. Она представляет собой (после полной выемки руды в этаже) подземное сооружение, размещение которого в крутопадающем рудном теле, в пределах этажа, характеризуется длиной рудного тела по простиранию (L), мощностью залежи (m) и высотой этажа ( $H_{э}$ ). С точки зрения оптимизации, наиболее важными конструктивными элементами являются межкамерные бетонные стенки-диафрагмы и открытые камеры - будущие пустоты.

Имея слагаемые прибыли от добычи и переработки руда по конструктивным элементам, можем записать следующую формулу для рассматриваемой системы:

$$П = П^{б.с.} + П^{с.д.} + П^к, \quad (2)$$

где  $П^{б.с.}$  - прибыль от добычи и переработки руды при создании стенок со стороны висячего и лежачего боков, \$ США;  $П^{с.д.}$  - прибыль от добычи руды и переработки при создании межкамерных стен-диафрагм, \$ США;  $П^к$  - прибыль от добычи и переработки руды при образовании открытых камер, \$ США.

Согласно рассматриваемой технологии, железобетонные стенки со стороны висячего и лежачего боков, как средство поддержания очистных камер, создается с помощью заходок, ориентированных по направлению простирания рудного тела. Она характеризуется высокой себестоимостью добычи руды, так как требует значительные материально-трудовые затраты, которые обусловлены креплением заходок в разбежку крепежными рамами и монтажом арматурного каркаса.

$$П^{б.с.} = (I_{ц}^{б.с.} - C_{п}^{б.с.})Q_{э}^{б.с.}, \quad (3)$$

где  $I_{ц}^{б.с.}$  – извлекаемая ценность 1 т руды при создании железобетонных стенок со стороны висячего и лежачего боков, \$ США/т;  $C_{п}^{б.с.}$  – себестоимость добычи, транспортировки и переработки 1 т руды при создании железобетонных стен со стороны висячего и лежачего боков, \$ США/т;  $Q_{э}^{б.с.}$  – эксплуатационные запасы руды в объёме железобетонных (боковых) стен со стороны висячего и лежачего боков, т.

$$I_{ц}^{б.с.} = \alpha_{ф} K_{к}^{б.с.} \epsilon C_{м}, \quad (4)$$

где  $\alpha_{ф}$  – фактическое содержание полезного компонента в массиве рудного тела, г/т;  $K_{к}^{б.с.}$  - коэффициент изменения качества руды при создании железобетонных стен со стороны висячего и лежачего боков, в долях единицы;  $\epsilon$  – коэффициент извлечения полезного компонента в концентрат, в долях единицы,  $C_{м}$  – цена полезного компонента (металла) в концентрате, \$ США/г.

Полная себестоимость добычи, транспортировки и переработки 1т руды при создании железобетонных стен со стороны висячего и лежащего боков определяется следующей формулой:

$$C_{\Pi}^{б.с.} = C_{б.с.} + C_{т.п.}, \quad (5)$$

где  $C_{б.с.}$  – себестоимость добычи 1т руды при создании железобетонных стен со стороны висячего и лежащего боков, \$ США/т;  $C_{т.п.}$  – себестоимость транспортировки и обогащения 1т руды, \$ США/т.

Величина  $C_{б.с.}$  складывается из четырех величин затрат, приходящихся на 1т руды: затраты на проведение очистных заходок в стенках со стороны висячего и лежащего боков ( $Z_{пр.зах.}^{б.с.}$ ); необходимые затраты на возведение железобетонного массива в очистных заходках, в стенках со стороны висячего и лежащего боков ( $Z_{воз.}^{б.с.}$ ); общерудничные затраты ( $Z_{общ.}$ ); затраты на проведение подготовительных выработок ( $Z_{п.в.}$ ).

Следовательно:

$$C_{б.с.} = Z_{пр.зах.}^{б.с.} + Z_{воз.}^{б.с.} + Z_{общ.} + Z_{п.в.} \quad (6)$$

$$Q_{э}^{б.с.} = \gamma_p V_{б.с.} \frac{K_{н.с.}^{б.с.}}{K_{к.с.}^{б.с.}}, \quad (7)$$

где  $\gamma_p$  – объёмная масса руды, т/м<sup>3</sup>;  $V_{б.с.}$  – объём железобетонных стен со стороны висячего и лежащего боков, м<sup>3</sup>;  $K_{н.с.}^{б.с.}$  – коэффициент излечения руды из недр при создании железобетонных стен со стороны висячего и лежащего боков, в долях единицы.

Межкамерные искусственные стенки–диафрагмы, как отмечалось выше, этот конструктивный элемент системы разработки является средством поддержания подэтажного выработанного пространства и создается с помощью нисходящих очистных заходок, ориентированных выкрест по простиранию рудного тела. Заходки крепятся в разбежку.

$$П^{с.д.} = (И_{ц}^{с.д.} - C_{\Pi}^{с.д.}) Q_{э}^{с.д.}, \quad (8)$$

где  $И_{ц}^{с.д.}$  – извлекаемая ценность 1 т руды при создании межкамерных стен–диафрагм, \$ США/т;  $C_{\Pi}^{с.д.}$  – себестоимость добычи, транспортировки и переработки 1 т руды при создании межкамерных стен–диафрагм, \$ США/т;  $Q_{э}^{с.д.}$  – эксплуатационные запасы руды в объёме межкамерных стен–диафрагм, т.

$$И_{ц}^{с.д.} = \alpha_{\phi} K_{к}^{с.д.} \epsilon_{ц.м.}, \quad (9)$$

где  $K_{к}^{с.д.}$  – коэффициент изменения качества руды при создании стен–диафрагм, в долях единицы.

Полная себестоимость добычи, транспортировки и переработки 1т руды при создании межкамерных стен–диафрагм определяется следующей формулой:

$$C_{\Pi}^{с.д.} = C_{с.д.} + C_{т.п.}, \quad (10)$$

где  $C_{с.д.}$  – себестоимость добычи 1 т руды при создании межкамерных стен–диафрагм, \$ США/т.

$$C_{с.д.} = Z_{пр.зах.}^{с.д.} + Z_{воз.}^{с.д.} + Z_{общ.} + Z_{п.в.} \quad (11)$$

где  $Z_{\text{пр.зах.}}^{\text{с.д.}}$  – удельные затраты на проведение очистных заходок в межкамерных стенках–диафрагмах, \$ США/т;  $Z_{\text{воз.}}^{\text{с.д.}}$  – удельные затраты для возведения закладочных массивов в очистных заходках в стенках–диафрагмах, \$ США/т.

$$Q_{\text{э}}^{\text{с.д.}} = \gamma_{\text{р}} V_{\text{с.д.}} \frac{K_{\text{н}}^{\text{с.д.}}}{K_{\text{к}}^{\text{с.д.}}}, \quad (12)$$

где  $V_{\text{с.д.}}$  – суммарный объём межкамерных стен–диафрагм, м<sup>3</sup>;  $K_{\text{н}}^{\text{с.д.}}$  – коэффициент извлечения руды из недр при создании стен–диафрагм, в долях единицы.

Открытые камеры (будущие пустоты), как элементы системы разработки, образуются с помощью способа, который состоит из следующих технологических процессов: отбойка руды нисходящими параллельными взрывными скважинами (пробуренные со дна карьера) с торцовым выпуском руды.

$$П^{\text{к}} = (И_{\text{ц}}^{\text{к}} - C_{\text{п}}^{\text{к}}) Q_{\text{э}}^{\text{к}}, \quad (13)$$

где  $И_{\text{ц}}^{\text{к}}$  – извлекаемая ценность 1т руды при образовании открытых камер, \$ США/т/т;  $C_{\text{п}}^{\text{к}}$  – себестоимость добычи, транспортировки и переработки 1т руды при образовании открытых камер, \$ США/т;  $Q_{\text{э}}^{\text{к}}$  – эксплуатационные запасы руды в объёме открытых камер, т.

$$И_{\text{ц}}^{\text{к}} = \alpha_{\text{ф}} K_{\text{к}}^{\text{к}} \varepsilon_{\text{цм}}, \quad (14)$$

где  $K_{\text{к}}^{\text{к}}$  – коэффициент изменения качества руды при образовании открытых камер, в долях единицы.

Полная себестоимость добычи, транспортировки и переработки 1т руды при образовании открытых камер определяется следующей формулой:

$$C_{\text{п}}^{\text{к}} = C_{\text{о.к.}} + C_{\text{т.п}}, \quad (15)$$

где  $C_{\text{о.к.}}$  – себестоимость добычи 1т руды при образовании открытых камер, \$ США/т.

$$C_{\text{о.к.}} = Z_{\text{об.}}^{\text{к.}} + Z_{\text{общ.}} + Z_{\text{п.в.}}, \quad (16)$$

где  $Z_{\text{об.}}^{\text{к.}}$  – удельные затраты на образование камер, США/т.

$$Q_{\text{э}}^{\text{к.}} = \gamma_{\text{р}} V_{\text{к.}} \frac{K_{\text{н}}^{\text{к.}}}{K_{\text{к}}^{\text{к.}}}, \quad (17)$$

где  $V_{\text{к.}}$  – суммарный объём открытых камер, м<sup>3</sup>;  $K_{\text{н}}^{\text{к.}}$  – коэффициент извлечения руды из недр при образовании открытых камер, в долях единицы.

*Результаты исследования.* Для определения оптимальных параметров конструктивных элементов рассматриваемого комбинированного открыто-подземного способа разработки месторождений был произведен технико-экономический расчет с целью выявления закономерности изменения прибыли от добычи руд в зависимости от геометрических параметров конструктивных элементов рекомендованной системы разработки.

Ввиду того, что данная задача усложняется изменчивостью многих влияющих факторов, допустимо некоторые из них фиксировать и решать упрощенную задачу. В этой связи, как наиболее существенный геометрический параметр, рассмотрена ширина камеры ( $L_k$ , м), в зависимости чего рассчитаны искомые величины – прибыли.

При прочих равных условиях, увеличение ширины камеры, с одной стороны, приводит к росту удельного веса камерных запасов руды и прочности бетона на сжатие стенок-диафрагм и, с другой стороны, уменьшению затрат на образование открытых камер.

Со своей стороны, удельный расход наиболее ценного компонента твердеющей смеси – цементного вяжущего ( $\rho$ , кг/м<sup>3</sup>) определяется следующим выражением (Баранов, 1993):

$$\rho = \left( \frac{R_6}{a\sigma_{\text{ц}}} \right)^{\frac{1}{b}}, \quad (18)$$

где  $R_6$  – активность цемента,  $R_6 = 40$  Мпа;  $\sigma_{\text{ц}}$  – предел прочности эталонной закладки,  $\sigma_{\text{ц}} = 9,7$  Мпа;  $a$  и  $b$  – эмпирические коэффициенты,  $a=0,0046$  и  $b=0,9$ .

На основе выражения (18) выявлена закономерность изменения удельного расхода цемента от ширины камеры, графическое изображение которой представлена на рис.2.

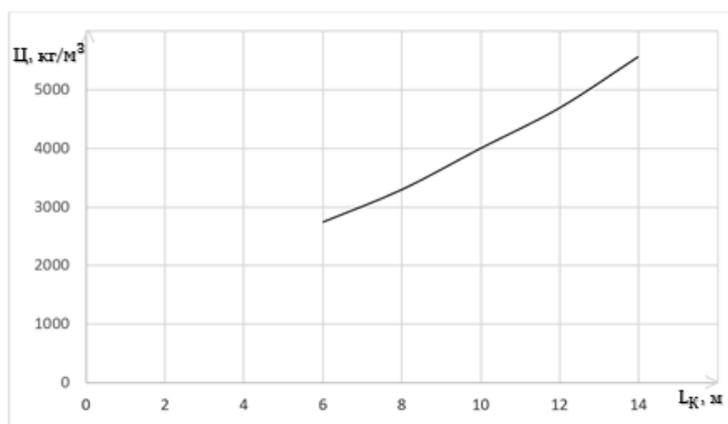


Рис.2. График зависимости  $\rho$  от  $L_k$

Анализ возрастающего вогнутого кривого свидетельствует о том, что увеличение ширины камеры приводит к увеличению прочности бетона стенки-диафрагмы, и следовательно, к росту расхода цемента.

На рис.3 представлен график изменения прибыли от добычи и переработки руды эксплуатационного блока при применении нового комбинированного открыто-подземного способа освоения рудных месторождений в зависимости от ширины камеры для следующих условий: мощность рудного тела  $m = 16$ м, высота этажа  $H_3 = 51$ м, ширина очистной

заходки  $L_3 = 3\text{ м}$ , высота очистной заходки  $H_3 = 3\text{ м}$ , объёмная масса руды  $\gamma_p = 2,5\text{ т/м}^3$ , коэффициент извлечения руды из недр  $K_n = 0,95$ , коэффициент изменения качества руды  $K_k = 0,94$ , фактическое содержание золота в массиве рудного тела  $\alpha_\phi = 5\text{ г/т}$ , коэффициент извлечения золота  $\epsilon = 0,85$ , цена золота  $\Pi_3 = 50\text{ \$ США/г}$ .

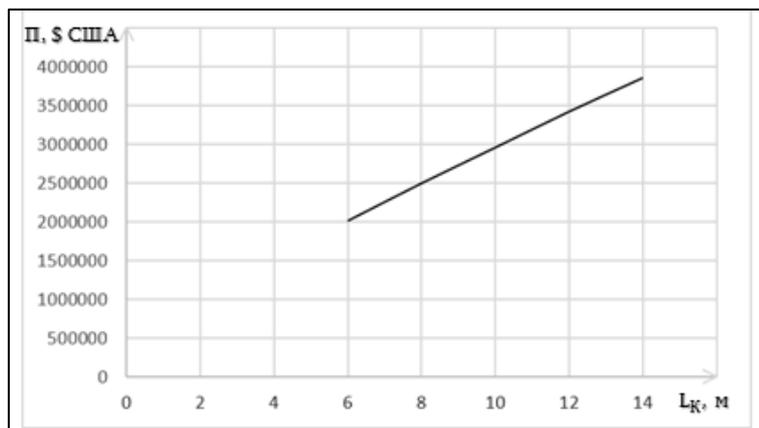


Рис.3. График зависимости  $\Pi$  от  $L_k$

Анализ показывает, что между шириной камеры и прибылью по обработке одного эксплуатационного блока существует прямая зависимость.

На рис.4 показан график изменения прибыли от добычи и переработки руды в расчете на 1т погашаемых балансовых запасов ( $\Pi_6, \text{ \$ США/т}$ ) при применении нового комбинированного открыто-подземного способа освоения рудных месторождений в зависимости от ширины камеры.

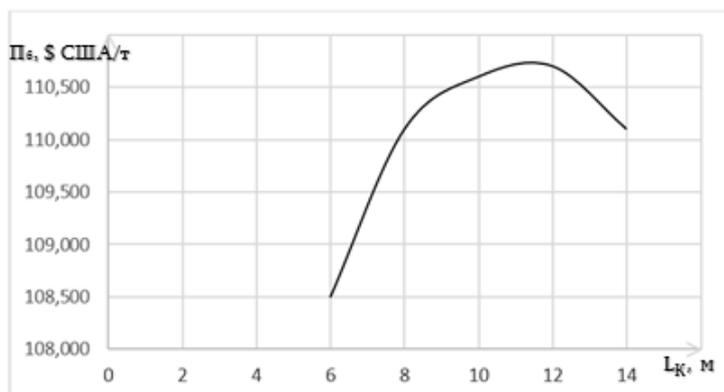


Рис.4. График зависимости  $\Pi_6$  от  $L_k$

Полученная кривая, представленная на рис.4 показывает, что с увеличением ширины камеры величина прибыли от добычи и переработки руды в расчете на 1т погашаемых балансовых запасов сначала непрерывно увеличивается (кривая возрастает), а затем, достигнув максимума, начинает снижаться (кривая убывает).

Абсцисса точки перегиба кривой выражает экономически наилучшую – оптимальную ширину камеры, отвечающую максимальной прибыли от добычи и переработки руды в расчете на 1т погашаемых балансовых запасов. В данном случае оптимальной является  $L_k \approx 11\text{м}$ , обеспечивающая максимальную  $p_6 \approx 110,750$  \$ США/т

**Заключение.** Для определения оптимальных геометрических параметров конструктивных элементов нового комбинированного открыто-подземного способа освоения рудных месторождений с размещением отвальных хвостов составлена экономико-математическая модель, где критерием оптимальности принята прибыль по отработке эксплуатационного блока.

Решение данной задачи позволило установить, что при мощности рудного тела  $m = 1\text{бм}$  оптимальна ширина камеры около  $L_k = 11\text{м}$ , так как она позволяет достичь максимального экономического эффекта в пределах одного эксплуатационного блока в размере примерно  $110,750$  \$ США/т в расчете на 1т погашаемых балансовых запасов.

#### ЛИТЕРАТУРА

- Оганесян А.Г., Погосян Д.К.** 2021. Новый комбинированный открыто-подземный способ освоения рудных месторождений с размещением отвальных хвостов // Вестник НПУА. Серия “Металлургия, материаловедение, недропользование”. N2, с.79-88.
- Հովհաննիսյան Ա.Հ., Պողոսյան Դ.Կ.** 2022: Հայաստանի Հանրապետության արտոնագիր N 731 Y: Ստորգետնյա դատարկությունների ձևավորման եղանակ, Երևան,
- Погосян Д.К.** 2022. Определение необходимой прочности искусственных стен-диафрагм // Вестник НПУА. Серия “Металлургия, материаловедение, недропользование”. N2, с.79 – 88.
- Агабалян Ю.А.** 2015. Общая теория оптимального освоения недр (твердые полезные ископаемые). – Saarbrücken, Германия: Palmarium Academic Publishing, 288с.
- Աղաբալյան Յու. Ա., Հովհաննիսյան Ա. Հ., Բաղդասարյան Ա. Թ.** 2017: Պինդ օգտակար հանածոների հանքավայրերի արդյունաբերական գնահատում և մշակման պարամետրերի օպտիմալացում: Դասագիրք/: ՀԱՊՀ. – Երևան: Ճարտարագետ, 260էջ:
- Баранов А.О.** 1993. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд: Справочное пособие. – М., Недра, 283с.

#### ՀԱՆՔԱՎԱՅՐԵՐԻ ՀԱՄԱԿՑՎԱԾ ԲԱՑ-ՍՏՈՐԳԵՏՆՅԱ ՄՇԱԿՄԱՆ ԴԵՊՔՈՒՄ ԽՑԵՐԻ ՕՊՏԻՄԱԼ ԼԱՑՆՈՒԹՅԱՆ ՈՐՈՇՈՒՄԸ

**Հովհաննիսյան Ա.Հ., Պողոսյան Դ.Կ.**

Ամփոփում

Տեխնոլոգիական հետազոտություններով հիմնավորվել է անկախորդ ապարահանքաքարային զանգվածով բնութագրվող հանքաքարային հանքավայրերի համակցված՝ բաց-ստորգետնյա եղանակի մշակման դեպքում լցակույտային պոչանքների տեղավորման համար ստորգետնյա դատարկությունների ձևավորման սկզբունքային հնարավորությունը:

Տնտեսագիտամաթեմատիկական մոդելի հիման վրա, այլ հավասար պայմաններում, լուծվել է հանքաքարային հանքավայրերի յուրացման նոր համակցված՝ բաց-ստորգետնյա եղանակի դեպքում խցի օպտիմալ լայնության որոշման խնդիրը. հանքամարմնի  $m = 16$  մ հզորության դեպքում, խցի օպտիմալ լայնությունը մոտավորապես  $L_{\text{խց}} = 11$  մ է, քանի որ այն ապահովում է մեկ շահագործական բլոկի սահմաններում, 1 տ մարվող հաշվեկշռային պաշարների հաշվով, մոտավորապես 110.750\$ ԱՄՆ/տ առավելագույն տնտեսական արդյունավետություն:

## **DETERMINATION OF THE OPTIMAL WIDTH OF CELLS IN THE CASE OF COMBINED OPEN AND UNDERGROUND PROCESSING OF MINES**

**Hovhannisyan A.H., Poghosyan D.K.**

### **Abstract**

Technological researches are based on the fundamental possibility of formation of underground voids with the placement of tailings, which is characterized by unstable rock masses.

Based on the economic-mathematical model, other things being equal, the problem of determining the optimal width of the chamber for the newly combined open-underground mode of mining was solved: for the capacity of the ore body  $m = 16$  m, the optimal width of the chamber is approximately  $L_C = 11$  m, because it allows to achieve the maximum economic effect in one production block, approximately 110,750 USD \$/ton, 1 ton against the consumable balance reserve.