

ОБОСНОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ВЫСОТЫ ВЫЕМОЧНОГО СЛОЯ С УЧЕТОМ КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РУДЫ ИЗ НЕДР

Н.Г. Саакян

Национальный политехнический университет Армении

Анализ мирового опыта применения системы подземной разработки месторождений ценных и благородных металлов, характеризующихся относительно сложными горно-геологическими и горно-техническими условиями, показывает, что, благодаря исключительной конструктивной простоте и гибкости, возможности организации подземной сортировки руды, высокой степени механизации очистных работ за счет хороших условий для применения самоходной горной техники, возможности сохранения поверхности земли и вмещающих пород от обрушения и одновременной отработки нескольких этажей, а также высоким качественно-количественным показателям извлечения руды из недр, широкое распространение получили системы разработки с закладкой.

Из систем разработки с закладкой сравнительно малые потери и разубоживание обеспечивает система подземной разработки нисходящей слоевой выемкой с твердеющей закладкой, так как отработка рудных тел слоями малой высоты позволяет обрабатывать рудные тела с чрезвычайно сложными контурами, при этом очистные выработки зачастую строго следуют крайне изменчивым контурам рудных тел, в результате чего обеспечивается практически полное извлечение полезного ископаемого из недр. Однако при изометрическом морфологическом типе рудного тела (шток, штокверк) применение системы подземной разработки нисходящей слоевой выемкой с твердеющей закладкой может обеспечивать более низкие качественно-количественные показатели извлечения руды из недр, что связано, как правило, с наличием непрямых контактных поверхностей с вмещающими породами.

Доказано, что высота выемочного слоя в системе подземной разработки нисходящей слоевой выемкой с твердеющей закладкой оказывает существенное влияние на технико-экономические показатели подземной добычи руды. Обосновано, что при увеличении высоты слоя возрастает уровень потерь и разубоживания, что приводит к снижению прибыли. Оптимальное значение высоты слоя - 3 м, при котором достигается рациональное соотношение между затратами и извлечением руды.

Ключевые слова: недра, рудное тело, оптимальная высота, слой.

Введение. В настоящее время в практике подземной добычи руд широкое распространение получили системы разработки с закладкой благодаря исключительной конструктивной простоте и гибкости, возможности

организации подземной сортировки руды, высокой степени механизации очистных работ за счет хороших условий для применения самоходной горной техники, возможности сохранения поверхности земли и вмещающих пород от обрушения и одновременной отработки нескольких пластов, а также высоким качественно-количественным показателям извлечения руды из недр [1, 2].

Согласно классификации систем разработки академика М.И. Агошкова, отличительной особенностью систем разработки с закладкой является заполнение выработанного пространства закладочным материалом по мере продвижения очистной выемки. Операция закладки входит в цикл очистных работ уступа или слоя [1].

Системы разработки с закладкой применяются преимущественно при разработке месторождений цветных, благородных и редких металлов, пожароопасных медно-колчеданных руд, а также при разработке месторождений с глубоким залеганием и сложными горно-геологическими условиями [2, 3]. Следует отметить, что в 80-ых годах XX века доля добычи руды с системами закладки очистного пространства на подземных рудниках цветной металлургии в СССР уже составляла около 25%, в Японии – 43%, в Канаде – 35%, в США – 10%, в Швеции – 5% [1].

Из систем разработки с закладкой сравнительно малые потери и разубоживание обеспечивает система подземной разработки нисходящей слоевой выемкой с твердеющей закладкой. При этом, как показывает анализ мирового опыта совершенствования технологий подземной добычи полезных ископаемых, наибольшее количество инновационных работ и изобретений посвящено именно этим системам разработки, что является следствием их главного преимущества – исключительной гибкости [4-7]. Это объясняется, главным образом, следующими двумя обстоятельствами: во-первых, твердеющей смеси (с учетом возможности армирования) можно придать практически любые необходимые физико-механические свойства, что позволяет проектировать, создавать различные способы поддержания выемочного пространства и изменять технологию выполнения очистных работ; во-вторых, отработка рудных тел слоями малой высоты позволяет отрабатывать рудные тела с чрезвычайно сложными контурами, при этом очистные выработки зачастую строго следуют крайне изменчивым контурам рудных тел, в результате чего обеспечивается практически полное извлечение полезного ископаемого из недр.

В табл. 1 приведены технико-экономические показатели систем разработки нисходящей слоевой выемкой с твердеющей закладкой, применяемых в зарубежных рудниках [4].

Таблица 1

Технико-экономические показатели систем разработки нисходящей слоевой выемкой с твердеющей закладкой

Наименование рудника	Производительность блока, тыс. т/месяц	Производительность труда забойного рабочего, м ³ /чел-смен	Расход крепёжных лесоматериалов, м ³ /м ³	Расход ВВ, кг/м ³	Потери, %	Разубоживание, %
Северо-Уральский (РФ)	2.5	7.6	0.03	-	4.0	1.0...2.0
Тишинский (РФ)	-	10.0...11.0	0	-	2.0...3.0	4.0...5.0
Зирянский (РФ)	-	2.5	0.008	0.81	1.0	4.0
Каула-Котселвара (РФ)	4.0	2.8	0.09	1.4	13.5	14.1
Косако (Япония)	2.0...3.0	8.0	-	-	-	-
Тюринг (Германия)	-	5.5...6.0	0.02	-	5.0...7.0	10.0...12.0
Супериор (США)	-	4.0	-	-	-	-

Постановка задачи и обоснование методики. При изометрическом морфологическом типе рудного тела (шток, штокверк) применение системы подземной разработки нисходящей слоевой выемкой с твердеющей закладкой может обеспечивать более низкие качественно-количественные показатели извлечения руды из недр, что связано, как правило, с наличием не прямых контактных поверхностей с вмещающими породами (рис. 1).

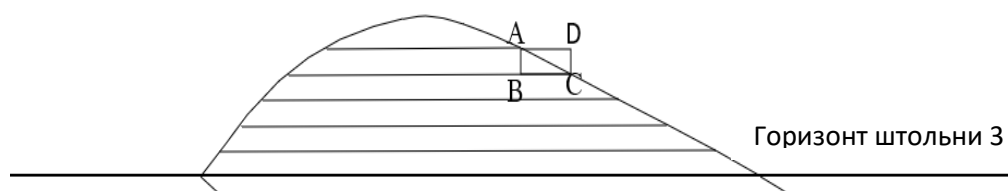


Рис. 1. Схематический разрез вкрест простирания штокверка

Очевидно, что у контактов рудного тела с вмещающими породами выемка руды в треугольной призме ABC может осуществляться при повышенных значениях потерь и (или) разубоживания: максимальные потери будут иметь место, если выемку руды в слое остановить по линии АВ, а минимальные потери (при максимальном разубоживании) – при продвижении забоя до линии DC.

Для определения оптимальных значений качественно-количественных показателей извлечения руды из недр вначале необходимо установить предельное положение очистного забоя, то есть отрезка EF (рис. 2) [8, 9].

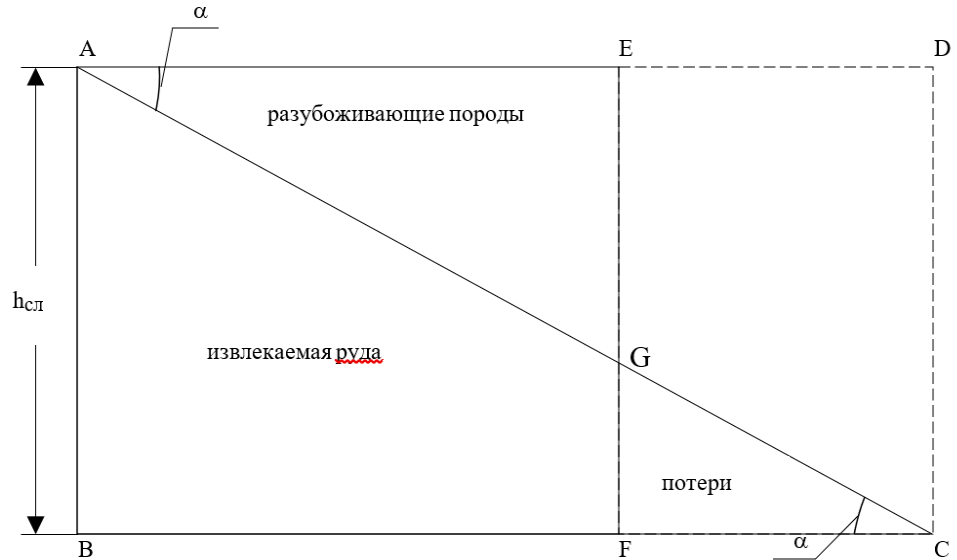


Рис. 2. Схема определения предельных границ отработки руды в слое

Если обозначить фактическое содержание золота в треугольной призме ABC через α_ϕ , высоту слоя - через $h_{сл}$, минимальную высоту руды в предельном положении забоя - через $h_{minp} = GF$, то можно составить следующее уравнение:

$$\frac{\alpha_\phi h_{minp}}{h_{сл}} = \alpha_\delta, \quad (1)$$

где α_δ - бортовое содержание золота, г/т:

$$\alpha_\delta = \frac{D_\delta}{\Pi_{Au} \epsilon_{Au}}, \quad (2)$$

где D_δ — стоимостная величина бортового содержания золота, рассчитанная по приростным (предстоящим) эксплуатационным затратам, долл. $\$/т$; Π_{Au} — цена золота в концентрате, долл. $\$/г$; ϵ_{Au} — извлечение золота в концентрат, в долях единицы.

Из уравнения (1) определим искомую величину h_{minp} :

$$h_{minp} = \frac{h_{сл} \alpha_\delta}{\alpha_\phi}. \quad (3)$$

Перейдем к обоснованию оптимальной высоты слоя. В рассматриваемых условиях очевидно, что с ростом $h_{сл}$ потери и разубоживание руды увеличиваются при некотором снижении затрат на подготовительно-нарезные работы

(благодаря уменьшению количества слоев в этаже). В практике разработки месторождений с нисходящей слоевой выемкой с твердеющей закладкой высота слоя обычно составляет 3...4 м, редко - больше.

Чтобы установить, во сколько раз при повышении высоты возрастают массы разубоживающих пород и теряемые в недрах запасы руды, по схеме рис. 2 определим зависимости площадей $S_{\Delta AEG}$ и $S_{\Delta GCF}$ от высоты слоя $h_{сл}$. Опуская геометрические выкладки, находим

$$S_{\Delta AEG} = \frac{1}{2} h_{сл}^2 \left(1 - \frac{C_6}{C_\phi} \right)^2 ctg \alpha, \quad (4)$$

$$S_{\Delta GCF} = \frac{1}{2} h_{сл}^2 \left(\frac{C_6}{C_\phi} \right)^2 ctg \alpha. \quad (5)$$

Если обозначить через $h_{сл(1)}$ высоту слоя с меньшим размером, а через $h_{сл(2)}$ - с большим значением, то коэффициенты роста в слое масс разубоживающих пород $K_{раз(сл)}$ и теряемых в недрах запасов руды $K_{пот(сл)}$ составят

$$K_{раз(сл)} = K_{пот(сл)} = \frac{h_{сл(2)}^2}{h_{сл(1)}^2}. \quad (6)$$

Поскольку разным значениям $h_{сл}$ соответствуют разные количества погашаемых в слое запасов, то для определения истинных значений коэффициентов роста оцениваемых масс на одинаковые погашаемые запасы руды необходимо правую часть формулы (5) умножить на $\frac{h_{сл(1)}}{h_{сл(2)}}$:

$$K_{раз} = K_{пот} = \frac{h_{сл(2)}}{h_{сл(1)}}. \quad (7)$$

Таким образом, достаточно для одного значения $h_{сл}$ произвести послойный подсчет запасов руды, рассчитать средние содержания полезных компонентов в контурах руд, определить средние величины $h_{минр}$ руд и подсчитать массы разубоживающих пород и теряемых в недрах запасов руды у контактов рудного тела с вмещающими породами.

Результаты исследования. С целью определения по формуле (3) величин $h_{минр}$ допустим: $\alpha_\phi = 6,0$ г/м; $D_6 = 120$ долл. США/м; $C_{Au} = 100$ долл. США/г и $\epsilon_{Au} = 0,9$ м.

Следовательно, $\alpha_6 = \frac{120}{100 \times 0,9} = 1,3$ г/м, а искомая величина у контакта руд с вмещающими породами составит

$$h_{минр} = \frac{1,3}{6,0} \times 3 = 0,65 \text{ м.}$$

В табл. 2 и 3 приведены результаты послойного подсчета запасов руды. Объемы руды в слоях рассчитывались в основном по следующим формулам (в единичном случае использовалась формула определения объема конуса):

$$V = \frac{S_i + S_{i+3}}{h_{\text{сл}}}, \quad (8)$$

$$V = \frac{1}{3} h_{\text{сл}} (S_i + S_{i+3} + \sqrt{S_i S_{i+3}}), \quad (9)$$

где S_i и S_{i+3} – площади основания контуров рудного тела в слое i на i -ом и $(i+3)$ -ом горизонтах.

Формула (8) использовалась при условии $(S_i - S_{i+3})/S_i \leq 0,4$, а (9) – при $(S_i - S_{i+3})/S_i > 0,4$.

Таблица 2

Послойный подсчет масс оставляемых в недрах запасов руды и извлекаемых разубоживающих пород у контактов рудного тела выше горизонта штольни 3

Слой (горизонт)	Площадь основания треугольной призмы у контактов, $S, \text{м}^2$	Запасы руды треугольной призмы, $Q, \text{т}$	Минимальная высота руды в призме, подлежащей отработке, $h_{\text{минр}}$	Площадь основания в призме, подлежащей отработке, $S_{\text{отр}}, \text{м}^2$	Средняя высота руды в отработываемой призме, $h_{\text{ср,р}}$	Отработываемые запасы руды в призме, $Q_{\text{отр}}, \text{т}$	Потери руды у контактов, т	Количество отработываемой пустой породы, $Q_{\text{п}}, \text{т}$
0	1320	5544	0,65	1023	1,825	5228	316	3366
3	1700	7140	0,65	1318	1,825	6732	408	4335
6	700	2940	0,65	543	1,825	2772	168	1785
9	1560	6552	0,65	1209	1,825	6178	374	3978
12	2075	8715	0,65	1608	1,825	8218	497	5291
15	428	1798	0,65	332	1,825	1695	103	1091
Итого		32689	-	-	-	30823	1866	19845

Данные табл. 2, в частности, позволяют установить, что в верхнем этаже потери руд (1866 т) при отработке запасов руды в треугольных призмах (30823 т) составляют $5,7\% \left(\frac{1866}{32689} \times 100 \right)$, а разубоживание - $39,2\% \left(\left(1 - \frac{19845}{32689} \right) \times 100 \right)$.

В табл. 3 с использованием формулы (6) для разных значений $h_{\text{сл}}$ приведены расчетные качественно-количественные показатели извлечения руд выше горизонта штольни 3.

Таблица 3

Качественно-количественные показатели извлечения руды из недр выше
горизонта штольни 3 рудного тела в зависимости от высоты слоя

Высота слоя, $h_{сл}$	Коэффициент роста масс разубоживающих пород $K_{раз}$ и потерь руды $K_{пот}$ у контакта	Масса потерь руды, $Q_{п}$, тыс. t	Коэффи- циент извлечения руды из недр, $K_{н}$	Масса разубоживающих пород, $Q_{раз}$, тыс. t	Коэффициент изменения качества руды при добыче, $K_{к}$
3	1,00	1,866	0,994	19,845	0,918
4	1,33	2,482	0,991	26,394	0,894
5	1,67	3,116	0,988	33,141	0,870

При себестоимости добычи и обогащения 1 t золотосодержащей руды ($C_{д.о}=140$ долл. США/ m) и извлекаемой ценности 1 t золотосодержащей руды ($I_{ц}=540$ долл. США/ m) с использованием приведенных выше значений $K_{к}$ прибыль по отработке запасов выше горизонта штольни 3 определяется по формуле

$$\sum \Pi = \sum (I_{ц} - C_{д.о}) Q_{н} \frac{K_{н}}{K_{к}}, \quad (10)$$

где $Q_{н}$ – суммарные запасы руд в недрах, тыс. t .

Подставляя соответствующие значения в (9), получим (в млн. \$ США):

- при $h_{сл}=3$ м - $\sum \Pi = 12,566$;
- при $h_{сл}=4$ м - $\sum \Pi = 12,395$;
- при $h_{сл}=5$ м - $\sum \Pi = 12,218$.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что суммарная прибыль при $h_{сл}=3$ м на 171 тыс. долл. США выше, чем при $h_{сл}=4$ м, и на 348 тыс. долл. США выше в сравнении с $h_{сл}=5$ м.

Заключение. Проведённое исследование показало, что выбор высоты выемочного слоя оказывает существенное влияние на технико-экономические показатели подземной добычи руды. Установлено, что при увеличении высоты слоя возрастает уровень потерь и разубоживания, что приводит к снижению прибыли. Оптимальное значение высоты слоя - 3 м, при котором достигается рациональное соотношение между затратами и извлечением руды.

Литература

1. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений.- М.: Недр, 1983.- 424 с.

2. **Волков Ю.В., Завьялов Б.М., Соколов И.В.** Тенденции мирового развития горнорудной промышленности // Горная промышленность.- М., 2006.- №2.- С. 82–84.
3. **Emad M.Z., Mitri H.** Backfill practices for sublevel stoping system // Mining Technology.- 2011.- Vol. 120, №2.- P. 79–88.
4. **Дробот Б.П.** Послойная разработка рудных месторождений под искусственной кровлей.- М.: Недра, 1978.- 160 с.
5. **Тарасенко В.Д., Булатов В.Ф.** Применение систем разработки с искусственной кровлей и их совершенствование в рудной промышленности.- М.: Цветметинформация, 1976. – 33 с.
6. **Хомяков В.И.** Зарубежный опыт закладки на рудниках.- М.: Недра, 1984.- 224 с.
7. Основы технологии подземной разработки рудных месторождений с закладкой / **Д.М. Бронников, Н.Ф. Замесов, Г.С. Кириченко и др.**- М.: Наука, 1973.- 200 с.
8. **Агабальян Ю.А.** Теория и практика оптимального освоения недр.- М.: Недра, 1994.- 176 с.
9. **Агабальян Ю.А.** Общая теория оптимального освоения недр (твердые полезные ископаемые).- Saarbrücken, Германия: Palmarium Academic Publishing, 2015.- 288 с.

Поступила в редакцию 01.12.2025.

Принята к опубликованию 26.05.2026.

ՀԱՆՈՒՅԹԱՅԻՆ ՇԵՐՏԻ ՕՊՏԻՄԱԼ ԲԱՐՁՐՈՒԹՅԱՆ ՀԻՄՆԱՎՈՐՈՒՄԸ՝ ԸՆԴԵՐՔԻՑ ՀԱՆՔԱՔԱՐԻ ԿՈՐՁՄԱՆ ՈՐԱԿԱՔԱՆԱԿԱԿԱՆ ՑՈՒՑԱՆԻՇՆԵՐԻ ՀԱՇՎԱՌՄԱՄԲ

Ն.Հ. Սահակյան

Համեմատաբար բարդ լեռնաերկրաբանական և լեռնատեխնիկական պայմաններով բնութագրվող գունավոր և ազնիվ մետաղների հանքավայրերի ստորգետնյա մշակման համակարգերի կիրառման համաշխարհային փորձի վերլուծությունը ցույց է տալիս, որ շնորհիվ բացառիկ կառուցվածքային պարզության և ճկունության, հանքաքարի ստորգետնյա տեսակավորման կազմակերպման, մաքրման աշխատանքների մեքենայացման բարձր աստիճանի (ի հաշիվ ինքնագնաց լեռնային տեխնիկայի կիրառման համար բարենպաստ պայմանների), փլուզումից երկրի մակերևույթի ու պարփակող ապարների պահպանման և միաժամանակ մի քանի հարկերի մշակման, ընդերքից հանքաքարի կորզման բարձր որակաքանակական ցուցանիշների ապահովման հնարավորության՝ լայն տարածում են ստացել լցափակմամբ մշակման համակարգերը:

Լցափակմամբ մշակման համակարգերից համեմատաբար փոքր կորուստներ և աղքատացում ապահովում է վարընթաց շերտերի հանումով և պնդացող լցանյութով լցափակմամբ ստորգետնյա մշակման համակարգը, քանի որ հանքային մարմինների

մշակումը՝ փոքր բարձրությամբ շերտերով, հնարավորություն է տալիս՝ մշակելու չափազանց բարդ եզրագծեր ունեցող հանքային մարմիններ: Ընդ որում, մաքրման փորվածքները խիստ հետևում են հանքային մարմինների հաճախ չափազանց փոփոխական եզրագծերին, ինչի արդյունքում ապահովվում է գործնականում ընդերքից օգտակար հանածոյի գրեթե ամբողջական կորզումը: Սակայն հանքային մարմնի իզոմետրիկ մորֆոլոգիական տիպի (շտոկ, շտոկվերկ) հանքամարմնի դեպքում վարընթաց շերտերի հանումով և պնդացող լցանյութով լցափակմամբ ստորգետնյա մշակման համակարգի կիրառումը կարող է ապահովել համեմատաբար ավելի ցածր որակաքանակական ցուցանիշներ, ինչը պայմանավորված է, որպես կանոն, պարփակող ապարներին ոչ ուղիղ հայումների առկայությամբ:

Ապացուցված է, որ վարընթաց շերտերի հանումով և պնդացող լցանյութով լցափակմամբ ստորգետնյա մշակման համակարգի դեպքում հանույթային շերտի բարձրությունն ունի զգալի ազդեցություն հանքաքարի ստորգետնյա արդյունահանման տեխնիկատնտեսական ցուցանիշների վրա: Հիմնավորված է, որ շերտի բարձրության մեծացման դեպքում աճում են կորուստների և աղքատացման մակարդակները, ինչը հանգեցնում է շահույթի նվազման: Շերտի բարձրության օպտիմալ արժեքը կազմում է 3 մ, ինչը ապահովում է հանքաքարի արդյունահանման ու վերամշակման լրիվ ինքնարժեքի և կորզվող արժողության միջև ռացիոնալ հարաբերակցություն:

Առանցքային բառեր. ընդերք, հանքային մարմին, օպտիմալ բարձրություն, շերտ:

JUSTIFICATION OF THE OPTIMAL HEIGHT OF THE EXTRACTION LAYER CONSIDERING THE QUALITATIVE AND QUANTITATIVE INDICATORS OF ORE RECOVERY FROM THE SUBSOIL

N.H. Sahakyan

Analysis of global experience in the application of underground mining systems for deposits of valuable and precious metals, characterized by relatively complex mining-geological and mining-technical conditions, shows that backfilling mining systems have become widely used. This is due to their exceptional structural simplicity and flexibility, the possibility of organizing underground ore sorting, a high degree of mechanization of stopping operations owing to favorable conditions for the use of self-propelled mining equipment, the ability to preserve the ground surface and surrounding rock mass from collapse, the simultaneous extraction of several ore bodies, and high qualitative and quantitative indicators of ore recovery from the subsoil.

Among backfilling mining systems, the underground mining system with descending layered stopping and cemented (hardening) backfill ensures relatively low ore losses and dilution. This is because the extraction of ore bodies in layers of small height makes it possible to mine ore bodies with extremely complex geometries. In this case, stopping excavations strictly follow the often highly variable contours of the ore bodies, resulting in nearly complete recovery of the mineral resource from the subsoil.

However, in the case of ore bodies with an isometric morphological type (stock, stockwork), the application of the underground mining system with descending layered stopping and cemented backfill may result in lower qualitative and quantitative indicators of ore recovery from the subsoil. This is generally associated with the presence of indirect contact surfaces between the ore body and the surrounding host rocks.

It has been proven that the height of the extraction layer in the underground mining system with descending layered stopping and cemented backfill has a significant influence on the technical and economic performance of underground ore mining. It has been substantiated that an increase in layer height leads to higher levels of ore losses and dilution, which in turn results in a decrease in profit. The optimal value of the extraction layer height is 3 m, at which a rational balance between costs and ore recovery is achieved.

Keywords: subsoil, ore body, optimal height, layer.