

УДК 622.273

**Соколов Игорь Владимирович**,  
доктор технических наук, директор,  
Институт горного дела УрО РАН,  
620075, г. Екатеринбург,  
ул. Мамина-Сибиряка, 58  
e-mail: [direct@igduran.ru](mailto:direct@igduran.ru)

**Антипин Юрий Георгиевич**  
кандидат технических наук,  
заведующий лабораторией  
подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН  
e-mail: [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru)

**Никитин Игорь Владимирович**  
научный сотрудник,  
лаборатория подземной геотехнологии, Инсти-  
тут горного дела УрО РАН

**Соломенн Юрий Михайлович**  
научный сотрудник,  
лаборатория подземной  
геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН

#### **ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И ПОКАЗАТЕЛЕЙ КОМБИНИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПОЛОГИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ МОЩНОСТИ ЗАЛЕЖИ\***

*Аннотация:*

*Практика подземной разработки пологих месторождений бедных комплексных руд показала, что применение системы этажного принудительного обрушения с торцовым выпуском руды ведет к большим потерям и разубоживанию руды, что в свою очередь снижает рентабельность предприятия. Предложена комбинированная система разработки, сочетающая в одном добычном блоке этажно-камерную систему и систему этажного принудительного обрушения с торцовым выпуском руды. Разработаны три варианта комбинированной системы разработки, отличающихся конструкцией днища блока. Технико-экономическая оценка и сравнение вариантов комбинированной системы разработки при мощности залежи от 10 до 25 м, ширине камеры и междукамерного целика от 8 до 20 м и угле породной выпускной траншеи междукамерного целика от 55 до 65 градусов показало, что максимальная прибыль достигается при варианте, сочетающем камерную выемку с плоским днищем и этажное обрушение междукамерного целика на траншейное днище.*

*Ключевые слова:* пологое месторождение, комбинированная система разработки, камера, междукамерный целик, мощность залежи, параметры выпускной траншеи, показатели извлечения, эксплуатационные затраты.

DOI:

**Sokolov Igor V.**  
Doctor of Technical Sciences,  
Director of the Institute of Mining,  
Ural Branch of RAS,  
620075 Ekaterinburg, 58 Mamina-Sibiryaka Str.  
e-mail: [direct@igduran.ru](mailto:direct@igduran.ru)

**Antipin Yuriy G.**  
Candidate of Technical Sciences,  
Head of the laboratory  
of underground geotechnology,  
Institute of Mining, Ural Branch of RAS  
e-mail: [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru)

**Nikitin Igor V.**  
Research Worker,  
Laboratory of underground  
Geotechnology,  
Institute of Mining, UB of RAS

**Solomein Yuriy M.**  
Research Worker,  
Laboratory of underground Geotechnology,  
Institute of Mining, UB of RAS

#### **RESEARCH OF PARAMETERS AND INDICATORS OF THE COMBINED MINING SYSTEM FOR FLAT DEPOSITS DEPENDING ON THE THICKNESS OF THE DEPOSIT**

*Abstract:*

*The practice of underground mining of flat deposits of low-grade complex ores has shown that the use of a forced level caving system with end release of ore leads to large losses and dilution of ore, which in turn reduces the profitability of the enterprise. A combined development system has been proposed, combining in one mining block a floor-chamber system and a system of forced level caving with end release of ore. Three variants of the combined development system have been developed, differing in the design of the block bottom. A technical and economical assessment and comparison of options for a combined development system with a deposit thickness of 10 to 25 meters, a chamber and inter-chamber pillar width from 8 to 20 m and an inter-chamber pillar rock outlet trench angle of 55 to 65 degrees showed that the maximum profit is achieved with the option combining a chamber recess with a flat bottom and a floor forced caving of the inter-chamber pillar onto a trench bottom.*

*Key words:* flat deposit, combined mining system, chamber, inter-chamber pillar, deposit capacity, drawing trench parameters, extraction indicators, operating costs.

\* Исследования выполнены в рамках Госзадания Минобрнауки №075-00412-22 ПР.  
Тема 1. FUWE-2022-0005.

### Введение

В настоящее время многие горные предприятия в условиях неуклонного снижения объемов добычи богатых руд вынуждены компенсировать нехватку сырья за счет вовлечения в эксплуатацию месторождений или их участков, представленных бедными рудами [1 – 3]. К числу таких предприятий следует отнести ООО «Медвежий ручей», разрабатывающее месторождение медно-никелевых руд «Норильск-1» с низким содержанием полезных компонентов. Угол падения залежей месторождения варьируется от 5 до 8°, а их мощность – от 10 до 25 м [4, 5].

Применение традиционной для указанных условий системы этажного принудительного обрушения (СЭПО) с торцовым выпуском руды при ширине очистных панелей 12,5 м, располагаемых по восстанию (вкрест простирания) залежи, и угле откоса выпускной траншеи 55° не обеспечивает необходимую полноту и качество извлечения полезных ископаемых из недр: потери и разубоживание руды составляют 25 – 30 % и более [6 – 9].

#### Постановка задачи исследований

С целью улучшения показателей извлечения руды разработаны варианты комбинированной системы разработки (КСР), сочетающие в одном добычном блоке этажно-камерную систему и СЭПО. Варианты КСР отличаются между собой конструкцией днища блока (рис. 1): *вариант 1* с траншейным днищем, *вариант 2* с плоским днищем, *вариант 3* с комбинированным днищем.

Геомеханически обоснованные параметры конструктивных элементов КСР с учетом мощности залежи [10] приведены в табл. 1.

Таблица 1

**Параметры конструктивных элементов КСР  
в зависимости от мощности залежи**

Конструктивные элементы КСР	Мощность залежи, м			
	10	15	20	25
	Параметры (длина × ширина × высота), м			
Добычной блок, в т.ч.:	100 × 16 × 10	100 × 24 × 15	100 × 32 × 20	100 × 40 × 25
– камера	76 × 8 × 10	76 × 12 × 15	76 × 16 × 20	76 × 20 × 25
– МКЦ	76 × 8 × 10	76 × 12 × 15	76 × 16 × 20	76 × 20 × 25
– МПЦ	16 × 24 × 10	24 × 24 × 15	32 × 24 × 20	40 × 24 × 25

Технологические преимущества КСР перед СЭПО:

– двухстадийная выемка запасов блока: первая стадия – выемка запасов камер с минимальными потерями и разубоживанием, вторая стадия – выемка междукамерных (МКЦ) и междупанельных целиков (МПЦ) с потерями и разубоживанием не выше, чем при СЭПО, что обеспечивает существенное улучшение показателей извлечения руды в целом по блоку [10];

– расположение камер и МКЦ по простиранию залежи, что позволяет уменьшить длину буро-доставочных выработок и повысить эффективность работы погрузо-доставочной машины (ПДМ) на выпуске и доставке руды;

– использование скважин уменьшенного диаметра при отбойке запасов камер, что позволяет повысить качество дробления руды и производительность выпуска и доставки руды из камеры и обеспечить сохранность МКЦ [11];

– осуществление принудительного обрушения налегающих пород на открытое пространство, что позволяет увеличить сетку скважин и снизить их удельный расход;

– возможность увеличения параметров (ширины и высоты) камер и МКЦ при увеличении мощности залежи, что позволяет снизить удельный объем подготовительно-нарезных работ (ПНР) и потери руды;

– возможность увеличения угла откоса выпускной траншеи МКЦ до  $65^\circ$ , что позволяет существенно снизить потери руды [12].

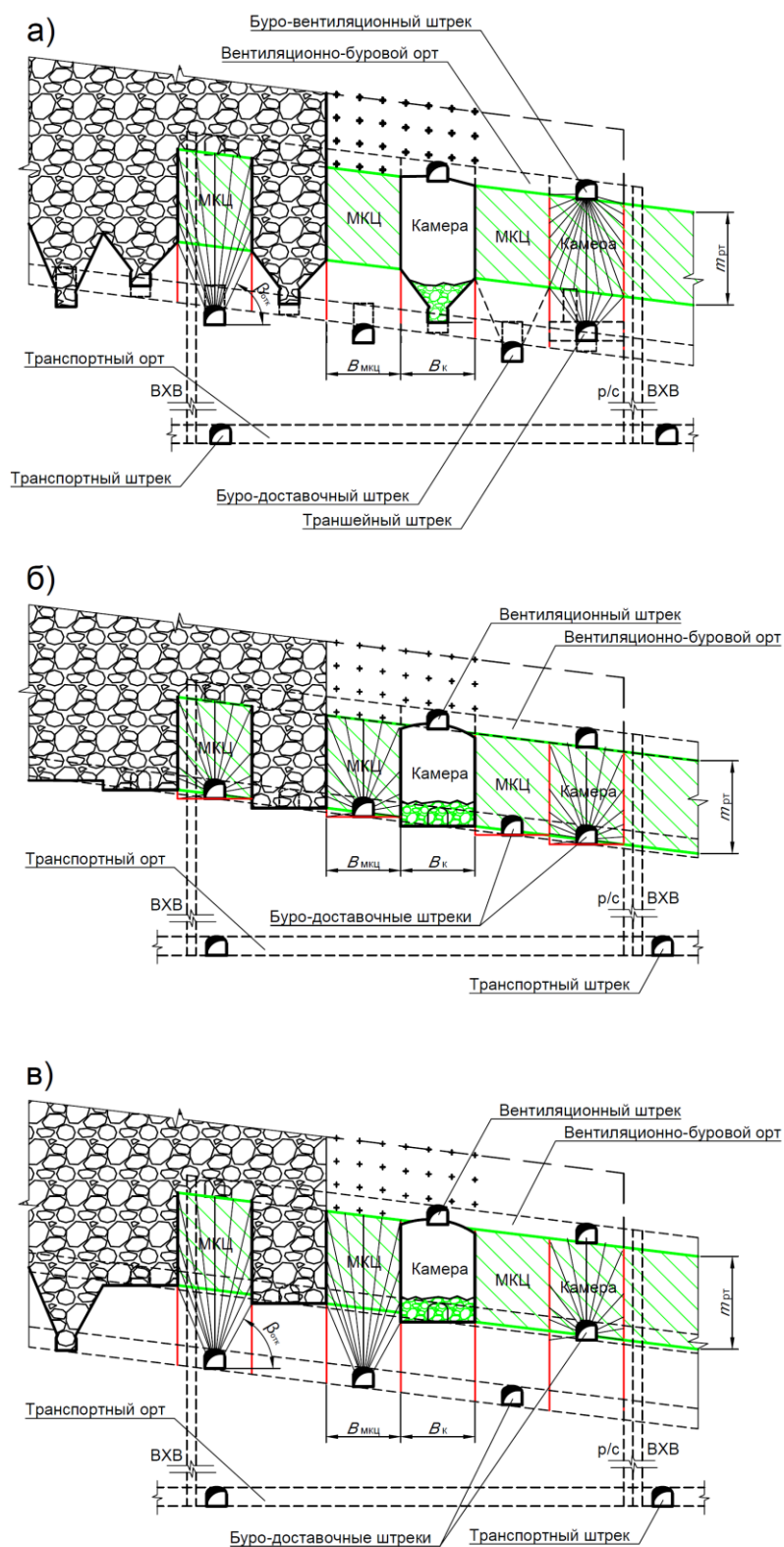


Рис. 1. Варианты КСР:

а – вариант 1 с траншейным дном блока; б – вариант 2 с плоским дном блока;

в – вариант 3 с комбинированным дном блока

Основными факторами, определяющими эффективность вариантов КСР в условиях пологих месторождений, являются:

- горно-геологические факторы – угол падения и мощность залежи;
- технологические факторы – параметры КСР: ширина и высота камеры и МКЦ, угол откоса породной выпускной траншеи МКЦ;
- экономические факторы – показатели КСР: потери и разубоживание, эксплуатационные затраты на основные процессы добычи руды.

Таким образом, исследование параметров и показателей эффективности вариантов КСР, отличающихся конструкцией днища, и СЭПО в зависимости от мощности залежи является актуальной научно-технической задачей.

#### Результаты исследований

На основе экономико-математического моделирования исследовано влияние параметров КСР – высоты камеры и МКЦ, равной мощности залежи ( $m_{рт}$ ), ширины камеры ( $B_k$ ) и МКЦ ( $B_{мкц}$ ), определяемой с учетом мощности залежи (табл. 1), угла откоса выпускной траншеи МКЦ ( $\beta_{отк}$ ), ограниченного углом истечения руды, – на показатели эффективности КСР – потери ( $\Pi$ ) и разубоживание ( $P$ ), удельные затраты на ПНР ( $C_{пнр}$ ), отбойку ( $C_{отб}$ ), выпуск и доставку руды ( $C_{вд}$ ), обрушение налегающих пород ( $C_{онп}$ ).

Результаты исследований изменения  $\Pi$ ,  $P$  и  $C_{пнр}$ ,  $C_{отб}$ ,  $C_{вд}$ ,  $C_{онп}$  по вариантам 1-3 КСР в зависимости от  $m_{рт}$ ,  $B_k$ ,  $B_{мкц}$  и  $\beta_{отк}$  и их сопоставление с аналогичными исследованиями по СЭПО в зависимости от  $m_{рт}$  приведены в табл. 2 и 3.

Таблица 2

#### Изменение потерь и разубоживания руды по вариантам КСР и СЭПО в зависимости от мощности залежи

Система разработки	Угол откоса траншеи МКЦ, град.	Мощность залежи, м				
		10	15	20	25	
		Ширина камеры и МКЦ, м				
		8	12	16	20	
		Потери / Разубоживание, %				
СЭПО		55	45,0 / 36,9	32,0 / 27,7	24,0 / 24,0	19,0 / 23,9
КСР	Вариант 1	55	22,4 / 10,8	15,6 / 11,0	11,2 / 12,1	8,1 / 15,0
		60	18,6 / 12,9	12,3 / 13,1	7,9 / 14,1	4,6 / 17,6
		65	16,1 / 14,2	9,1 / 14,4	5,5 / 16,4	2,4 / 21,6
	Вариант 2	–	34,3 / 3,3	35,2 / 1,5	35,2 / 1,2	35,0 / 1,1
	Вариант 3	55	15,8 / 9,7	11,8 / 9,9	8,7 / 10,9	6,5 / 13,4
		60	13,3 / 11,9	9,1 / 12,0	5,1 / 13,1	3,1 / 16,1
65		11,9 / 13,3	7,0 / 13,6	3,4 / 15,4	1,5 / 20,5	

На основе анализа данных табл. 2 установлено следующее:

–  $\Pi$  и  $P$  при вариантах 1 и 3 КСР значительно (в 2 – 8,5 раза) ниже, чем при СЭПО за счет камерной выемки части запасов блока с использованием ПДМ, оснащенной дистанционным управлением, а также выемки запасов МКЦ через породную выпускную траншею с увеличенным углом откоса;

– наименьшие  $\Pi$  имеет вариант 3 КСР, предусматривающий выпускную траншею только для выемки МКЦ ( $\Pi=1,5$  – 15,8 %), а наибольшие – вариант 2 КСР, не предусматривающий каких-либо выпускных траншей ( $\Pi=34,3$  – 35 %). Наименьшее  $P$  имеет вариант 2 КСР ( $P=1,1$  – 3,3 %), а наибольшее – вариант 1 КСР ( $P=10,8$  – 21,6 %).

Таблица 3

**Изменение удельных затрат на основные процессы добычи руды по вариантам КСР и СЭПО в зависимости от мощности залежи**

Технологический процесс добычи руды	Система разработки		Угол откоса траншеи МКЦ, град.	Мощность залежи, м			
				10	15	20	25
				Ширина камеры и МКЦ, м			
				8	12	16	20
Эксплуатационные затраты, руб/т							
ПНР	СЭПО		55	755	505	390	304
	КСР	Вариант 1	55	841	498	311	219
			60				
			65				
		Вариант 2	–	741	442	278	194
			55				
			60				
	Вариант 3	60	785	479	307	221	
		65					
		65					
Отбойка	СЭПО		55	611	586	573	566
	КСР	Вариант 1	55	537	547	553	556
			60				
			65				
		Вариант 2	–	489	494	497	498
			55				
			60				
	Вариант 3	60	534	542	545	547	
		65					
		65					
Выпуск и доставка руды	СЭПО		55	314	310	312	317
	КСР	Вариант 1	55	280	291	296	303
			60				
			65				
		Вариант 2	–	248	252	254	255
			55				
			60				
	Вариант 3	60	285	294	298	305	
		65					
		65					
Обрушение налегающих пород	СЭПО		55	241	230	225	222
	КСР	Вариант 1	55	218	213	211	210
			60				
			65				
		Вариант 2	–	198	198	198	198
			55				
			60				
	Вариант 3	60	221	217	216	214	
		65					
		65					

На основе анализа данных табл. 3 установлено следующее:

–  $C_{\text{пнр}}$  при вариантах 1-3 КСР существенно (до 36 %) меньше, чем при СЭПО (за исключением  $m_{\text{рт}}=10$  м) за счет снижения удельного объема ПНР с увеличением  $V_{\text{к}}$  и  $V_{\text{МКЦ}}$ . Наименьшие  $C_{\text{пнр}}$  имеет вариант 2 КСР ( $C_{\text{пнр}}=741 - 194$  руб/т), а наибольшие – вариант 1 КСР ( $C_{\text{пнр}}=841 - 219$  руб/т);

–  $C_{\text{отб}}$  при вариантах 1-3 КСР существенно (до 20 %) меньше, чем при СЭПО за счет более низких затрат на отбойку запасов камеры. При этом  $C_{\text{отб}}$  при вариантах 1 и 3 КСР возрастают за счет увеличения объема отбиваемой породы выпускной траншеи с увеличением  $\beta_{\text{отк}}$  и  $V_{\text{МКЦ}}$ . Наименьшие  $C_{\text{отб}}$  имеет вариант 2 КСР ( $C_{\text{отб}}=489 - 498$  руб/т), а наибольшие – вариант 1 КСР ( $C_{\text{отб}}=539 - 581$  руб/т);

–  $C_{вд}$  при вариантах 1-3 КСР существенно (до 21 %) меньше, чем при СЭПО за счет более низких затрат на выпуск запасов камеры и применения производительных ПДМ. При этом  $C_{вд}$  при вариантах 1 и 3 КСР возрастают за счет увеличения объема выпускаемой породы из траншеи с увеличением  $\beta_{отк}$  и  $B_{мкц}$ . Наименьшие  $C_{вд}$  имеет вариант 2 КСР ( $C_{вд}=248 - 255$  руб/т), а наибольшие – вариант 1 КСР ( $C_{вд}=280 - 325$  руб/т);

–  $C_{онп}$  при вариантах 1-3 КСР существенно (до 18 %) меньше, чем при СЭПО за счет уменьшения сетки скважин при отбойке налегающих пород на выработанное пространство. Наименьшие  $C_{онп}$  имеет вариант 2 КСР ( $C_{онп}=198$  руб/т), а наибольшие – вариант 3 КСР ( $C_{онп}=225 - 210$  руб/т).

В качестве критерия эффективности вариантов КСР принят максимум прибыли на 1 т погашаемых балансовых запасов (Пр) [13], определяемой как разность между извлекаемой ценностью ( $C_{изв}$ ) и себестоимостью добычи ( $C_{доб}$ ) и обогащения (переработки) руды ( $C_{пер}$ ).

$C_{изв}$  определяется количеством и ценой извлекаемых при обогащении цветных (Cu, Ni, Co) и драгоценных (Pt, Pd, Au и Ag) металлов с учетом величин П и Р [13].

$C_{доб}$  включает  $C_{пнр}$ ,  $C_{отб}$ ,  $C_{вд}$ ,  $C_{онп}$ , а также затраты на внутришахтный транспорт добытой руды до рудного склада на поверхности ( $C_{вшт}=320$  руб/т) и общешахтные затраты (в среднем 40 % от  $C_{доб}$ ) [14].

$C_{пер}$  с учетом затрат на транспортирование добытой руды от рудного склада до обогатительной фабрики составляет 1640 руб/т.

Полученные зависимости  $C_{изв}$ ,  $C_{доб}$  и Пр по вариантам 1-3 КСР и СЭПО от  $m_{рт}$  и  $\beta_{отк}$  представлены на рис. 2 – 4.

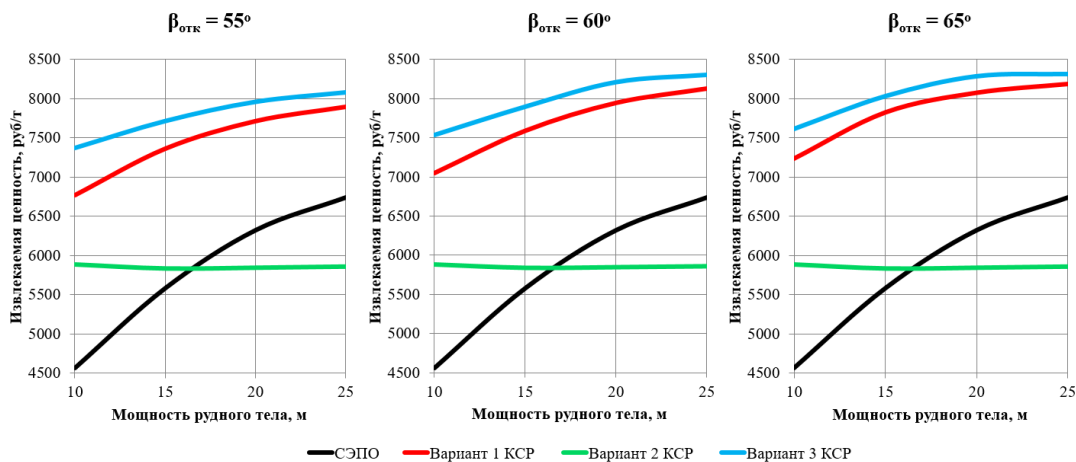


Рис. 2. Зависимости извлекаемой ценности руды по вариантам КСР и СЭПО от мощности залежи при различном угле откоса выпускной траншеи

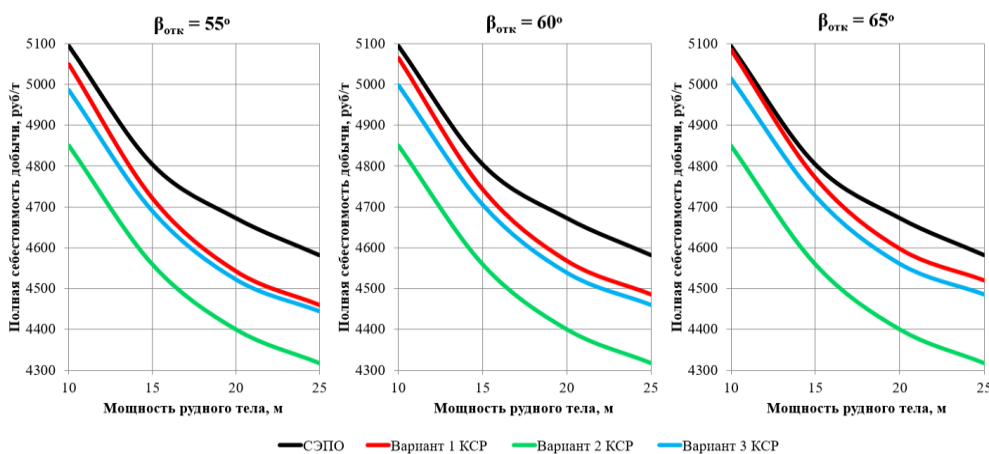


Рис. 3. Зависимости себестоимости добычи руды по вариантам КСР и СЭПО от мощности залежи при различном угле откоса выпускной траншеи

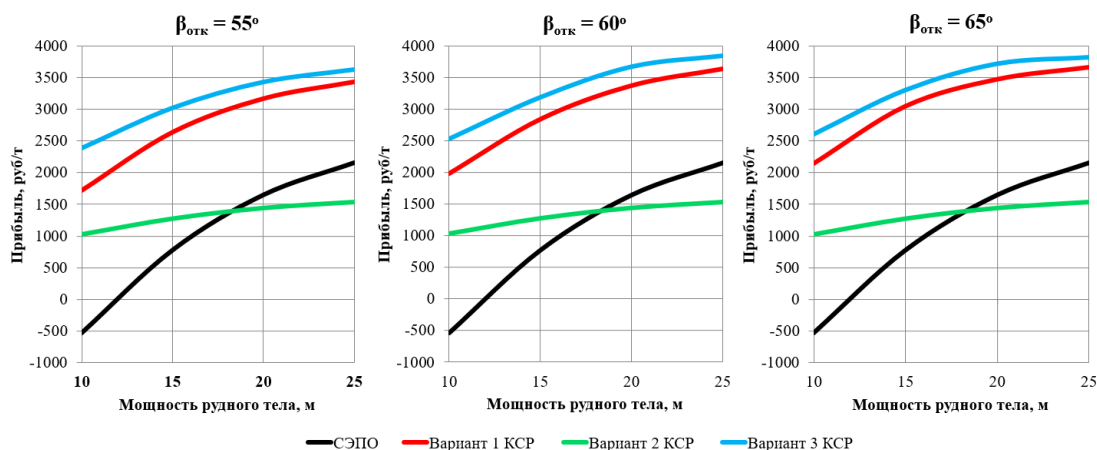


Рис. 4. Зависимости прибыли по вариантам КСР и СЭПО от мощности залежи при различном угле откоса выпускной траншеи

На основе анализа графиков (см. рис. 2 – 4) установлено следующее:

–  $C_{изв}$  при вариантах 1 и 3 КСР значительно (в 1,3 – 1,8 раза) выше, чем при СЭПО за счет более низких  $\Pi$  и  $P$ . При этом  $C_{изв}$  с увеличением  $m_{рт}$  и  $\beta_{отк}$  при вариантах 1 и 3 КСР возрастает за счет снижения  $\Pi$ . Наибольшую  $C_{изв}$  имеет вариант 3 КСР (7617 – 8315 руб/т), а наименьшую – вариант 2 КСР (5837 – 5858 руб/т);

–  $C_{доб}$  при вариантах 1-3 КСР существенно (в 1,2 – 1,75 раза) ниже, чем при СЭПО за счет более низких  $C_{пнр}$ ,  $C_{отб}$ ,  $C_{вд}$ ,  $C_{онп}$ . При этом  $C_{доб}$  с увеличением  $m_{рт}$  при вариантах 1-3 КСР снижается за счет уменьшения  $C_{пнр}$ , а с увеличением  $\beta_{отк}$  при вариантах 1 и 3 КСР возрастает за счет повышения  $C_{отб}$  и  $C_{вд}$ . Наименьшую  $C_{доб}$  имеет вариант 2 КСР ( $C_{доб}=1677-1145$  руб/т), а наибольшую – вариант 1 КСР ( $C_{доб}=1913-1346$  руб/т);

–  $Pr$  при СЭПО при  $m_{рт} = 10$  м отсутствует (-534 руб/т), при  $m_{рт} = 15$  м составляет 776 руб/т, при  $m_{рт} = 20$  м – 1650 руб/т, при  $m_{рт} = 25$  м – 2160 руб/т;

–  $Pr$  при вариантах 1-3 КСР существенно (в 1,2 – 1,8 раза) выше, чем при СЭПО. При этом  $Pr$  с увеличением  $m_{рт}$  увеличивается при варианте 1 КСР от 1717 до 3673 руб/т, при варианте 2 КСР – от 1031 до 1540 руб/т, при варианте 3 КСР – от 2389 до 3846 руб/т.

Таким образом, с увеличением  $m_{рт}$  от 10 до 25 м,  $B_k$  и  $B_{мкц}$  от 8 до 20 м и  $\beta_{отк}$  от 55 до 65° максимальная прибыль достигается при варианте 3 КСР, сочетающем камерную выемку с плоским днищем и этажное обрушение междукамерного целика на траншейное днище. При этом прибыль выше, чем при СЭПО на 1686 – 2923 руб/т (в 1,2 – 1,8 раза) за счет увеличения извлекаемой ценности на 1573 – 2814 руб/т и снижения эксплуатационных затрат на основные процессы добычи руды на 80 – 97 руб/т.

#### Заключение

Исследовано влияние параметров (ширины и высоты камеры и МКЦ, угла откоса выпускной траншеи МКЦ) на основные показатели эффективности (потери и разубоживание руды, удельные эксплуатационные затраты на ПНР, отбойку, выпуск и доставку руды, обрушение налегающих пород, прибыль) вариантов КСР, отличающихся конструкцией днища, в зависимости от мощности залежи. Установлено, что в исследуемом диапазоне изменения параметров  $m_{рт}=10-25$  м,  $B_k=B_{мкц}=8-20$  м и  $\beta_{отк}=55-65^\circ$  наибольшая прибыль достигается при варианте 3 – КСР с комбинированной конструкцией днища блока.

### Список литературы

1. Трубецкой К.Н., Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., 2018. Принципы и научно-методические основы формирования нового технологического уклада устойчивого развития горных предприятий России с подземным способом добычи руд. *Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук*, Т. 5, № 1, С. 127-134.
2. Яковлев В.Л., 2020. О методологии комплексного освоения запасов месторождений твердых полезных ископаемых для разработки стратегии развития минерально-сырьевой базы России. *Известия вузов. Горный журнал*, № 7, С. 5-20. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-7-5-20.
3. Яковлев В.Л., 2023. Обсуждение назревшей проблемы особенности современного периода исследований по проблемам комплексного освоения недр и развития минерально-сырьевой базы России. *Проблемы недропользования*, № 3 (38), С. 21-34. DOI: 10.25635/2313-1586.2023.03.021.
4. Опарин В.Н., 2008. *Современное состояние, проблемы и стратегия развития горного производства на рудниках Норильска*. Новосибирск: СО РАН, 371 с.
5. Рябикин В.А., Торгашин А.С., Шклярник Г.К., Осипов Р.А., 2007. Вкрапленные руды норильских медно-никелевых месторождений - перспективный источник платинометалльного сырья. *Цветные металлы*, № 7, С. 16-21.
6. Савич И.Н., 2014. Проблемы применения систем с принудительным обрушением при подземной разработке рудных месторождений. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*, № S1, С. 366-373.
7. Малиновский Е.Г., Ахпашев Б.А., Голованов А.И., Гильдеев А.М., 2019. Сравнение результатов физического моделирования и натурного эксперимента по торцевому выпуску руды при системе этажного принудительного обрушения для пологих залежей. *Известия Вузов. Горный журнал*, № 7, С. 34-44. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-34-44.
8. Лукичев С.В., Любин А.Н., 2016. Повышение полноты извлечения и качества руд при разработке тонких пологих месторождений. *Проблемы недропользования*, № 4 (11), С. 69-73. DOI: <https://doi.org/10.18454/2313-1586.2016.04.069>
9. Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Рожков А.А., Никитин И.В., Соломеин Ю.М., 2022. Исследование влияния показателей извлечения на эффективность подземной отработки месторождений бедных комплексных руд. *Горная промышленность*, № S1, С. 46-52. DOI: 10.30686/1609-9192-2022-1S-46-52
10. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Никитин И.В., Криницын Р.В., 2021. Обоснование конструкции и параметров комбинированной системы разработки пологой залежи бедных комплексных руд. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*, № 5-1, С. 88-104. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-51-0-88.
11. Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Никитин И.В., Соломеин Ю.М., 2023. Совершенствование технологии отработки пологих залежей бедных комплексных руд. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, № 4, С. 375-385.
12. Смирнов А.А., Барановский К.В., Дьячков П.С., 2023. Система поэтажного обрушения с торцевым выпуском для выемки целиков при отработке пологих рудных тел. *Проблемы недропользования*, № 4 (39), С. 6-15. DOI: 10.25635/2313-1586.2023.04.006.
13. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Никитин И.В., 2021. *Методология выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений*. Екатеринбург: Изд-во Уральского университета, 340 с.
14. Гибадуллин З.Р., Калмыков В.Н., Петрова О.В., 2016. *Технологические схемы транспортирования рудной массы при подземной отработке приконтурных запасов карьеров*. Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 159 с.



## References

1. Trubetskoi K.N., Kaplunov D.R., Ryl'nikova M.V., 2018. Printsipy i nauchno-metodicheskie osnovy formirovaniya novogo tekhnologicheskogo uklada ustoichivogo razvitiya gornyykh predpriyatii Rossii s podzemnym sposobom dobychi rud. Fundamental'nye i prikladnye voprosy gornyykh nauk [Principles and scientific and methodological foundations for the formation of a new technological structure for the sustainable development of Russian mining enterprises with underground ore mining], Vol. 5, № 1, P. 127-134.
2. Yakovlev V.L., 2020. O metodologii kompleksnogo osvoeniya zapasov mestorozhdenii tverdykh poleznykh iskopaemykh dlya razrabotki strategii razvitiya mineral'no-syr'evoi bazy Rossii [On the methodology for the integrated development of reserves of solid mineral deposits to improve the strategy for the development of the mineral resource base of Russia]. Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal, № 7, P. 5-20. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-7-5-20.
3. Yakovlev V.L., 2023. Obsuzhdenie nazrevshei problemy osobennosti sovremennogo perioda issledovaniya po problemam kompleksnogo osvoeniya nedr i razvitiya mineral'no-syr'evoi bazy Rossii [Discussion of the urgent problem of features of the modern period of research on the problems of integrated development of subsoil and of the development of mineral resource base of Russia]. Problemy nedropol'zovaniya, № 3 (38), P. 21-34. DOI: 10.25635/2313-1586.2023.03.021.
4. Oparin V.N., 2008. Sovremennoe sostoyanie, problemy i strategiya razvitiya gornogo proizvodstva na rudnikakh Noril'ska [Current state, problems and strategy for the development of mining production at the mines of Norilsk]. Novosibirsk: SO RAN, 371 p.
5. Ryabikin V.A., Torgashin A.S., Shklyarik G.K., Osipov R.A., 2007. Vkraplennyye rudy noril'skikh medno-nikelevykh mestorozhdenii - perspektivnyi istochnik platinometall'nogo syr'ya . [Disseminated ores of the Norilsk copper-nickel deposits as a promising source of platinum metal raw materials]. Tsvetnye metally, № 7, P. 16-21.
6. Savich I.N., 2014. Problemy primeneniya sistem s prinuditel'nym obrusheniem pri podzemnoi razrabotke rudnykh mestorozhdenii [Problems of using systems with forced caving during underground mining of ore deposits]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal), № S1, P. 366-373.
7. Malinovskii E.G., Akhpashev B.A., Golovanov A.I., Gil'deev A.M., 2019. Sravnenie rezultatov fizicheskogo modelirovaniya i naturnogo eksperimenta po tortsevomu vypusku rudy pri sisteme etazhnogo prinuditel'nogo obrusheniya dlya pologikh zalezhei [Comparison of the results of physical modeling and a full-scale experiment on the end release of ore using a system of forced level caving for flat deposits]. Izvestiya Vuzov. Gornyi zhurnal, № 7, P. 34-44. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-34-44.
8. Lukichev S.V., Lyubin A.N., 2016. Povyshenie polnoty izvlecheniya i kachestva rud pri razrabotke tonkikh pologikh mestorozhdenii [Increasing the completeness of extraction and the quality of ores during developing thin flat deposits]. Problemy nedropol'zovaniya, № 4 (11), P. 69-73. DOI: <https://doi.org/10.18454/2313-1586.2016.04.069>
9. Antipin Yu.G., Baranovskii K.V., Rozhkov A.A., Nikitin I.V., Solomein Yu.M., 2022. Issledovanie vliyaniya pokazatelei izvlecheniya na effektivnost' podzemnoi otrabotki mestorozhdenii bednykh kompleksnykh rud [Study of the influence of recovery indicators on the efficiency of underground mining of low-grade complex ore deposits]. Gornaya promyshlennost', № S1, P. 46-52. DOI: 10.30686/1609-9192-2022-1S-46-52
10. Sokolov I.V., Antipin Yu.G., Nikitin I.V., Krinitsyn R.V., 2021. Obosnovanie konstruktsii i parametrov kombinirovannoi sistemy razrabotki pologo zalezhi bednykh kompleksnykh rud . [Justification of the design and parameters of a combined system for the development of a flat deposit of low-grade complex ores]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal), № 5-1, P. 88-104. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-51-0-88.

11. Antipin Yu.G., Baranovskii K.V., Nikitin I.V., Solomein Yu.M., 2023. So-  
vershenstvovanie tekhnologii otrabotki pologikh zalezhei bednykh kompleksnykh rud [Im-  
proving the technology for mining flat deposits of low-grade complex ores]. Izvestiya  
Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle, № 4, P. 375-385.

12. Smirnov A.A., Baranovskii K.V., D'yachkov P.S., 2023. Sistema podetazhnogo  
obrusheniya s tortsovim vypuskom dlya vyemki tselikov pri otrabotke pologikh rudnykh tel  
[Sublevel caving system with end release for excavating pillars when mining flat ore bodies].  
Problemy nedropol'zovaniya, № 4 (39), P. 6-15. DOI: 10.25635/2313-1586.2023.04.006.

13. Sokolov I.V., Antipin Yu.G., Nikitin I.V., 2021. Metodologiya vybora  
podzemnoi geotekhnologii pri kombinirovannoi razrabotke rudnykh mestorozhdenii [Meth-  
odology for choosing underground geotechnology for combined development of ore  
deposits]. Ekaterinburg: Izd-vo Ural'skogo universiteta, 340 p.

14. Gibadullin Z.R., Kalmykov V.N., Petrova O.V., 2016. Tekhnologicheskie  
skhemy transportirovaniya rudnoi massy pri podzemnoi otrabotke prikonturnykh zapasov  
kar'erov [Technological schemes for transporting ore mass during underground mining of  
quarry reserves]. Magnitogorsk: MGTU im. G.I. Nosova, 159 p.