

УДК 622.272

И.А.Ермакова

ВЫБОР ТОЛЩИНЫ ОБРУШАЕМОГО СЛОЯ РУДЫ ПРИ ЕЕ ТОРЦЕВОМ ВЫПУСКЕ

В настоящее время существует тенденция к более широкому использованию варианта системы с подэтажным обрушением и торцевым выпуском руды. Вариант требует меньшего объема выработок, более безопасен при увеличении глубины горных работ и проявлений горного давления, успешно применяется на крупнейших зарубежных рудниках (железный рудник Kiruna в Швеции [1], самый крупный рудник по добыче цветных металлов Ridgway в Австралии [2]) и имеет перспективы для дальнейшего совершенствования и внедрения [3].

Так, внедрение такой системы на рудниках "Юбилейный" и "Николаевский" [4] позволило снизить в 1,8-2 раза удельный объем подготовительно-нарезных работ, значимо уменьшить себестоимость продукции. Рудник "Шерегешский", использующий в настоящее время систему этажного обрушения с выбровыпуском руды [5], планирует отрабатывать новый строящийся горизонт системой подэтажного обрушения с годовым объемом добычи 2160 тыс. т, для чего приобрести погрузочно-доставочные машины типа «Торо-500» [6]. Аналогичная система разработки принята на Кировском руднике ОАО "Апатит" при отработке нового горизонта с проектной производительностью 3 млн. т руды [7]. В [8] указывается о планировании перехода на подземную разработку кимберлитовых месторождений Якутии с подэтажным обрушением и торцевым выпуском руды. Ряд рудников Урала уже перешел на вариант системы разработки с применением импортной самоходной буровой, погрузочно-доставочной и транспортной техники, хотя уровень добычи снизился [9].

Кроме достоинств, вариант системы подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды имеет и недостатки. К ним следует отнести повышенные потери и засорение руды породой по сравнению с площадным донным выпуском. Это обусловлено технологией выпуска: извлечение руды производится из узкого слоя, имеющего форму, близкую к параллелепипеду, через торец выработки, который можно рассматривать как отдельно взятое единичное выпускное отверстие. Зона влияния этого отверстия (зона потока) может пересекать одну, две или три вертикальные границы между отбитой рудой и обрушенной породой, что увеличивает вероятность наступления раннего засорения и прекращения выпуска. При этом часть отбитой руды, извлечение которой возможно, но нецелесообразно, образует добавочные потери.

Для улучшения показателей извлечения необходимо осуществить обоснованный выбор пара-

метров выпускаемого слоя руды: высоты, толщины, угла наклона и формы. При решении данной задачи необходимо учитывать механизм образования повышенных потерь и засорения при ее послойном выпуске, который зависит от соотношения между толщиной выпускаемого слоя и шириной зоны потока в его верхней части.

Данный механизм был раскрыт при физическом моделировании выпуска руды через торец выработки из вертикального слоя руды крупностью 200–500 мм, который находился внутри массива обрушенной породы с крупностью куска 500–1000 мм (рис.1). Моделирование проводилось с соблюдением геометрического подобия натуры и модели при коэффициенте разрыхления руды и породы $k_p=1,3 \div 1,4$. Движение частиц при выпуске происходит внутри зоны потока, которая расширяется вдоль стенки рудного массива, и достигает в верхней части слоя руды максимальную ширину S . Частицы имеют наибольшую скорость движения вдоль вертикальной оси потока, по мере удаления частиц от которой их скорость уменьшается, и на границе потока практически равна нулю. Для наблюдения за положением границы потока при засыпке модели создавались несколько горизонтальных прослоев черного цвета, и фиксировалась их подвижная и неподвижная часть. Вертикальная ось потока проводилась через вершину воронки прогиба и максимальные прогибы прослоев.

В случае, когда толщина слоя T равна или больше S , воронка прогиба и внедрения формируется у стенки массива, засорение производится породой, налегающей сверху. Таким образом происходит выпуск руды из слоя высотой 30 м толщиной 8 м (рис.1а). В ходе выпуска ось потока находится на расстоянии 2 м от стенки массива. По окончании выпуска образуется гребень потерь – П, руду из которого невозможно извлечь, так как она лежит за пределами границы потока. По результатам физического моделирования потери в этом гребне при $T=S$ составляют около 35%.

При выпуске слоя толщиной $T \leq S/2$ в засорении участвуют породы, налегающие сбоку. Данный механизм засорения присутствует при выпуске слоя высотой 30 м толщиной 4 м (рис.1б). Первоначально, как и при выпуске слоя толщиной 8 м, ось потока находится на расстоянии 2 м от стенки массива. Однако при дальнейшем выпуске граница потока выходит за контур слоя руды, и в движение вовлекаются более крупные частицы породы, именно они приобретают максимальную скорость, и устремляются в выработку.

Ось потока смещается в сторону обрушенных боковых пород, и находится на расстоянии около 4 м от стенки массива. Куски руды, находящиеся у стенки массива, оказываются вдали от оси потока, и их скорость движения снижается. В выработку истекает порода, которая «пережимает» поток руды. Руда, оставшаяся «пережатой» у стенки массива – П, остается либо в потерях, либо извлекается с большим засорением. Таким образом, при $T \leq 0,5S$ засорение руды начинается на ранней стадии выпуска, и в нем участвует порода, находящаяся за боковым контуром слоя.

Наилучшие показатели извлечения достигаются в случае, когда в засорении одновременно участвуют породы, налагающие сверху и сбоку. Такой механизм засорения обеспечивается при $T = (0,6-0,7) \cdot S$, и показан на рис.1в при выпуске слоя толщиной 6 м высотой 30 м. На первой стадии выпуска куски породы, налагающие сверху, опускаются, происходит образование воронки прогиба вдоль стенки массива. При дальнейшем выпуске происходит формирование второй воронки прогиба – со стороны боковых пород. Далее, вершины обеих воронок прогиба опускаются, затем сливаются и образуют общую воронку внедрения. Таким образом, засорение руды наступает одновременно породами, налагающими сверху и сбоку. В данном случае наблюдаются минимальные потери, максимальный объем чистой руды, выпущенной до начала засорения, само засорение достигает предельных значений при выпуске небольших объемов рудной массы.

Выявленный механизм засорения руды объясняет невозможность использования одинакового соотношения между толщиной и высотой выпускаемого слоя на различных рудниках. Для выбора оптимальной толщины выпускаемого слоя руды необходимо предварительно произвести оценку максимальной ширины потока.

Для расчета максимальной ширины потока S , формирующегося при торцевом выпуске, было получено выражение [10]:

$$S = 4d + 0,6 \cdot \sqrt{10d \cdot B}, \quad (1)$$

где d – размер куска руды однородной крупности, B – высота выпускаемого слоя.

Руду с непрерывным гранулометрическим составом со средневзвешенным диаметром кусков $d_{срвз}$ для расчетов целесообразно представить в виде руды однородной крупности, размер куска которой был назван эквивалентным $d_{экв}$. Экспериментально установлена зависимость между величинами $d_{экв} = 1,5d_{срвз}$, откуда

$$S = 6d_{срвз} + 0,6 \cdot \sqrt{15 \cdot d_{срвз} \cdot B}.$$

Данные формулы получены при выпуске руды с коэффициентом разрыхления $k_p=1,3 \div 1,4$, при его уменьшении следует учитывать, что ширина потока также уменьшится. Для этого воспользуемся формулой, полученной эмпирическим путем

В.В.Куликовым [11] для расчета объема эллипсоида выпуска: $V \approx 0,5 \frac{H^2}{m}$, где H – высота эллипсоида, а m – эмпирический коэффициент. Так, для крепкой руды им установлены следующие значения m : при $k_p=1,3 \div 1,4$ $m=0,4 \div 0,5$, при $k_p=1,2$ величина $m=0,55 \div 0,65$. Таким образом, увеличение коэффициента разрыхления от 1,2 до $1,3 \div 1,4$ увеличивает объем эллипсоида выпуска при той же его высоте в 1,3–1,4 раза. При этом линейные размеры: ширина эллипсоида и, соответственно, зоны потока увеличиваются в $1,15 \div 1,2$ раза или на 15–20%. И, наоборот, при уменьшении коэффициента разрыхления от $1,3 \div 1,4$ до 1,2 ширина зоны потока изменится в $0,8 \div 0,85$ раз.

Оценка величины потерь руды при ее послойном выпуске производится с учетом механизма засорения следующим образом. При заданной высоте выпускного слоя руды (высоте подэтажа) 30 м, известной крупности руды 300 мм при $k_p=1,2$ на основании (1) максимальная ширина потока

$$S = (4d + 0,6 \cdot \sqrt{10d \cdot B}) \cdot 0,8 = \\ (4 \cdot 0,3 + \sqrt{10 \cdot 0,3 \cdot 30}) \cdot 0,8 = 8,5 \text{ м.}$$

Далее, сравним величины потерь и засорения, задавая различную толщину слоя.

1. Примем толщину слоя T , равной 8 м. При $T \approx S$ засорение производится налагающими сверху породами, которые постепенно вытесняют частицы руды из зоны потока. В данном случае расчет величины извлечения осуществляется по уравнению регрессии:

$$I = (-0,002B + 0,56) \cdot P_{общ} + 0,169B + 63,13, \quad (2)$$

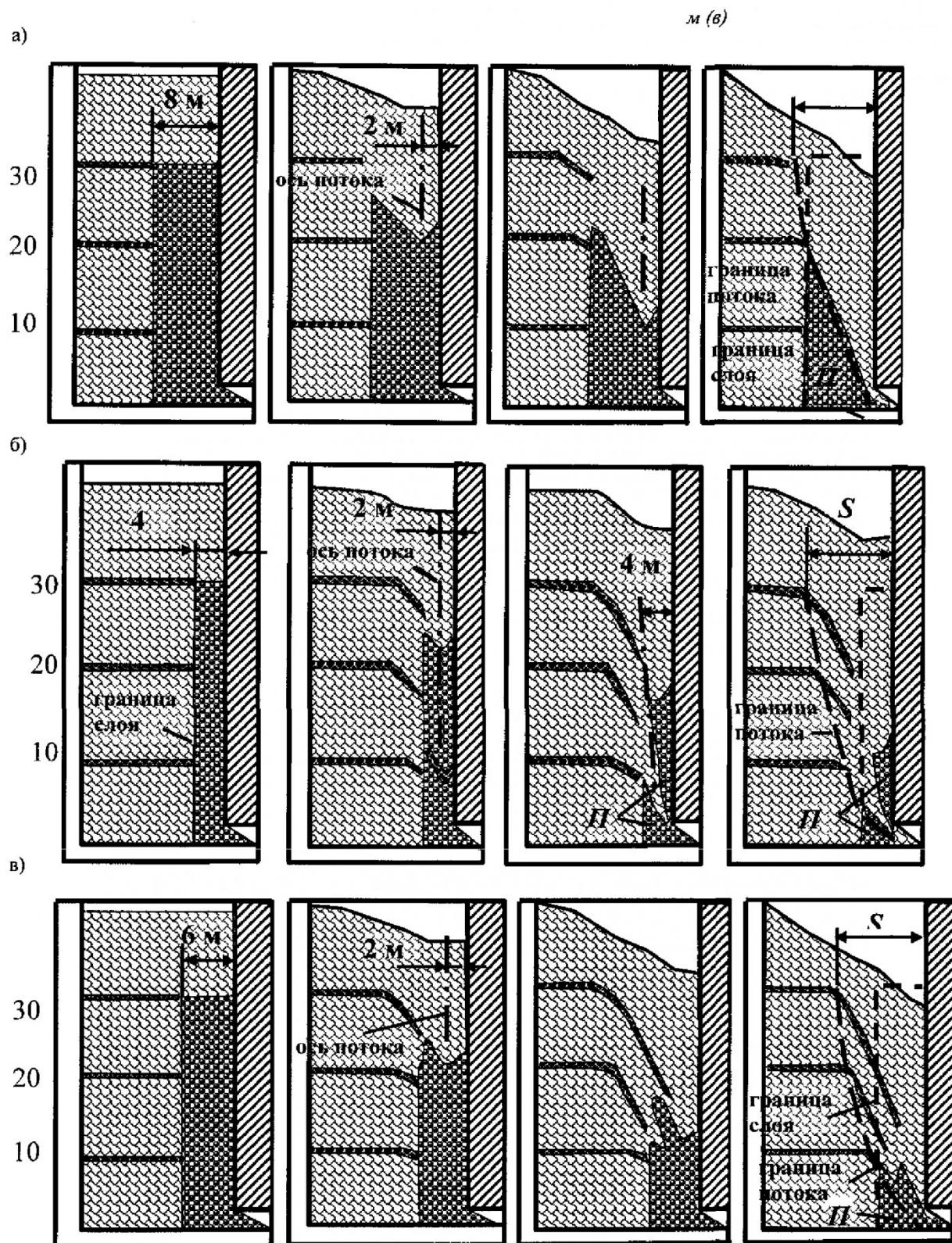
где I – извлечение руды из зоны потока, %; $P_{общ}$ – засорение руды с начала выпуска, %. Уравнение получено при физическом моделировании выпуска руды из слоя высотой B от 20 до 60 м [12].

При $B=30$ м имеем уравнение:

$$I = 0,5 \cdot P_{общ} + 68,2.$$

При выпуске извлечение чистой руды из объема зоны потока ($P_{общ}=0$) составит 68,2%. Далее, например, известно, что общее засорение руды с начала выпуска составило $P_{общ} = 20\%$. Это означает, что извлечение руды достигло $I = 0,5 \cdot 20 + 68,2 = 78,2\%$ того объема руды, который можно извлечь. Найдем величину засорения, при которой будет достигнуто полное извлечение руды из объема зоны потока. При $I=100\%: 100 = 0,5 \cdot P_{общ} + 68,2$, откуда $P_{общ}=63,6\%$.

Как указывалось выше, при $T=S$ извлечению подлежит 65% объема слоя, остальная руда образует гребень потерь. Поэтому если рассматривать весь объем слоя, то извлечение чистой руды из него составляет $I_{слоя} = 68,2 \cdot 0,65 = 44,4\%$. При засорении, равном 20% извлечено: $I_{слоя} = 78,2 \cdot 0,65 = 50,8\%$ объема слоя. Потери, соответственно, составляют $P_{слоя} = 100\% - 50,8\% = 49,2\%$ объема слоя.



Механизм засорения при торцевом выпуске слоя руды высотой 30 м шириной 8 м (а), 4 м (б), 6 м (в)

2. Толщина слоя $T = 7$ м. Учитываем, что при $T = (0,8-0,9)S$ засорение руды также производится породой, налагающей сверху, и для оценки вели-

чины потерь внутри зоны потока пользуемся выражением (2). Отличие расчетов заключается в том, что гребень потерь в нижней части слоя

уменьшается, и потери составляют 20-30% объема слоя. Поэтому извлечение чистой руды из объема слоя $I_{\text{слоя}} = 68,2 \cdot 0,8 = 54,4\%$. При засорении, равном 20%: $I_{\text{слоя}} = 78,2 \cdot 0,8 = 62,6\%$ объема слоя. Потери, соответственно составляют $P_{\text{слоя}} = 100\% - 62,6\% = 37,4\%$ объема слоя.

3. Толщина слоя $T = 5 \div 6$ м. В данном случае толщина слоя $T = (0,6 \div 0,7) \cdot S$, и в засорении одновременно участвуют породы, налагающие сверху и сбоку от выпускаемого слоя. До начала засорения извлекается 65% объема руды в слое. После начала засорения требуется выпустить сравнительно небольшой объем рудной массы, чтобы частицы породы полностью вытеснили частицы руды из зоны потока. При извлечении 80% от объема слоя величина засорения с начала выпуска составляет 10%. Максимальное извлечение руды из слоя увеличивается до 85%, так как в гребне потерь остается около 15% его объема.

4. Толщина слоя $T = 4$ м. При $T \leq 0,5S$ засорение начинается породами, налагающими сбоку, на ранней стадии выпуска, когда из слоя извлечено 30-40% объема руды. В отличие от ранее рассмотренных случаев, когда величина засорения в каждой последующей дозе выпуска больше, чем в предыдущей, в данном случае эта величина может

как увеличиваться, так и уменьшаться. При продолжающемся выпуске возможно извлечение до 90% руды из объема слоя, при этом засорение в дозе выпуска может превышать 50%, а с начала выпуска достигнуть 30-35%.

Проанализируем полученные результаты. Толщину слоя можно принять равной 7÷8 м только в случае возможности извлечения руды из зоны гребня потерь, например, при отработке нижележащего подэтажа. Для выпуска характерно достаточно высокое извлечение чистой руды, прогнозируемые потери при известном засорении.

Если заранее предполагается, что руда в гребнях будет потеряна безвозвратно, то толщину слоя следует уменьшить. В случае, если извлечение рудной массы с большим содержанием породы не связано с чрезмерными затратами и не приводит к ухудшению процесса извлечения полезного компонента при обогащении, возможно снижение объема потерь в гребне до 10%, для чего толщину слоя можно принять равной 4 м. Если извлечение разубоженной руды нежелательно, а величина потерь 15% приемлема, то следует остановить выбор на толщине слоя, равной 5÷6 м.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- Стажевский С.Б. На подземных рудниках Швеции (состояние и перспективы)/ С.Б.Стажевский, А.М.Фрейдин, Е.П.Русин // Горный журнал.– 1991.– №10, с. 55–57.
- Ridgeway leads the field with caving. Torrisi Yolanda. Austral.Mining.– 2000.92 – №12, с.32–33.
- Кузьмин М.Б. Перспективы совершенствования системы разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды //Горн. инф.-анал. бюл.–2003.– №4. – с.177–181.
- Фрейдин А.М. Повышение эффективности подземной разработки рудных месторождений Сибири и Дальнего Востока/ А.М.Фрейдин, В.А.Шалауров, А.А.Еременко и др. –Новосибирск:Наука. 1992. 178 с.
- Филиппов П.А. Технология и комплексная механизация подземных горных работ на Шерегешском руднике/ П.А.Филиппов, Л.М. Цинкер // Горный журнал. 2001. №7, с.5–6.
- Фрейдин А.М. Концепция развития технологии на подземных рудниках Сибири и Дальнего Востока//ФТПРПИ.–1999. –№3, с.85–96.
7. <http://www.gornoe-delo.ru/news> – Новости горной промышленности России и СНГ.
- Савич И.Н. Вариант системы с обрушением при разработке кимберлитовых руд/ И.Н.Савич, Д.К.Зенько // Горн. инф.-анал. бюл. 2000. №8, с. 160–161.
- Славиковский О.В. Особенности подземной геотехнологии рудных месторождений Урала / О.В.Славиковский., В.А. Осинцев, А.В.Лунин. // Горн. инф.-анал.бюл. 2000 №11.– с.93–95.
- Рыжков Ю.А. Параметры потоков, огибающих целики, при выпуске руды блоков/ Ю.А. Рыжков, И.А. Ермакова //Вестник Западно-Сибирского отделения РАН (Актуальные проблемы естественных наук). Вып.1/ Сб.науч.тр. – Кемерово, 1997. – С.29-34.
- Куликов В.В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений. – М.: Недра, 1972.
- Ермакова И.А. Исследование зависимости между извлечением руды и разубоживанием при торцевом выпуске руды// Вестн.ГТУ. 2001. №3. – С.31–34.

Автор статьи:

Ермакова
Инна Алексеевна
- канд. техн. наук, доц. каф.
прикладной математики